

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
«МИСиС»

На правах рукописи

ИСАЕВ АЛЕКСАНДР СЕРГЕЕВИЧ

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ
СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТНЫХ СТВОЛОВ
МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ ПРОХОДЧЕСКИМИ КОМПЛЕКСАМИ**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)»

Научный руководитель – доктор технических наук, профессор
Панкратенко Александр Никитович

Москва – 2021

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	5
1. Анализ технических и технологических решений строительства шахтных стволов механизированными комплексами	10
1.1 Современные проблемы строительства шахтных стволов в России и за рубежом	10
1.2 Отечественный и мировой опыт механизированной проходки шахтных стволов	16
1.3 Влияние технологии проходки на напряженно-деформированное состояние крепи и породного массива вокруг выработки	32
1.4 Цель и задачи диссертационного исследования	39
2 Организационно-технические параметры сооружения стволов механизированным способом	40
2.1 Анализ факторов, влияющих на скорость проходки протяженных шахтных стволов	40
2.2 Анализ организационно-технологических параметров реализации совмещенного метода строительства шахтных стволов при буровзрывной технологии	43
2.3 Основные положения концепции скоростной проходки ствола механизированными комплексами	47
2.4 Выводы по главе 2	54
3 Анализ напряженно-деформированного состояния системы «Механизированный комплекс – крепь – породный Массив» в призабойной зоне ствола	56
3.1 Обоснование расчетной схемы	56
3.2 Взаимодействие системы при проходке ствола по совмещенной технологической схеме в устойчивых однородных породах	59
3.3 Взаимодействие системы при проходке ствола по параллельной технологической схеме в однородных породах, обладающих свойствами ползучести	65

3.4 Выводы по главе 3 диссертационной работы	73
4 Численное моделирование системы «Механизированный комплекс – крепь – породный массив» в различных горнотехнических условиях	75
4.1 Выбор метода численного моделирования	75
4.2 Разработка методики и планирование численных экспериментов	78
4.3 Инженерная оценка численной модели ствола	82
4.4 Анализ результатов расчета конечно-элементной модели в однородных породах	83
4.5 Анализ результатов расчета конечно-элементной модели в неоднородных породах	88
4.6 Выводы по главе 4 диссертационной работы	91
5 Экспериментальные исследования деформаций крепи и массива в призабойной зоне ствола в период проходки	93
5.1 Общие положения	93
5.2 Технические решения замерных станций системы мониторинга напряженно-деформированного состояния крепи ствола СКС-1	95
5.3 Анализ результатов определения деформаций во временной и основной крепи ствола в период проходки	99
5.4 Выводы по главе 5 диссертационной работы	102
6 Практическое применение результатов диссертационного исследования при обосновании параметров механизированной проходки шахтных стволов	103
6.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий строительства. Определение скорости и продолжительности проходки стволов	104
6.2 Анализ взаимодействия системы «проходческий комплекс – крепь – породный массив». Сравнительная оценка напряженно-деформированного состояния крепи на различных участках ствола	108

6.3 Численное моделирование ствола на участках приствольных выработок и неоднородных пород	113
6.4 Рекомендации по проектированию механизированной технологии проходки шахтных стволов	116
6.5 Выводы по главе 6 диссертационной работы	123
Заключение	125
Список литературы	127
Приложение 1	141
Приложение 2	148

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность и степень разработанности темы исследования. Для освоения новых месторождений и реконструкции действующих горных предприятий требуется сооружение глубоких и сверхглубоких вертикальных стволов. Продолжительность их строительства достигает 8 - 10 лет при многомиллиардных капитальных вложениях. Для уменьшения сроков окупаемости этих затрат необходима разработка и внедрение эффективных технических и технологических решений по увеличению скорости проходки стволов.

На протяжении последних 35 лет стволы большой протяженности в России и странах СНГ сооружались буровзрывным способом. Одним из основных недостатков этой технологии является отсутствие возможности совмещения наиболее трудоемких проходческих процессов в забое ствола: буровзрывных работ и уборки породы. Из-за этого средние темпы сооружения стволов не превышали 30 - 50 м/мес., что в 2-3 раза ниже, чем горизонтальных и наклонных выработок, при проходке которых широко применяются механизированные щитовые комплексы и комбайны.

Перспективным направлением решения этой проблемы является широкое внедрение при проходке глубоких стволов механизированных комплексов нового поколения отечественного (СПКВ, АСП) и зарубежного (Herrenknecht AG и др.) производства с механическим разрушением горных пород (далее механизированными комплексами). Однако их более широкое внедрение сдерживается рядом нерешенных вопросов, связанных с обоснованием области применения механизированных стволопроходческих комбайнов и комплексов, а также эффективных параметров технологий проходки применительно к вертикальным стволам.

Последние масштабные научные исследования, посвященные обоснованию применения безвзрывных технологий разрушения пород в забое при проходке протяженных стволов, выполнялись еще в прошлом веке ведущими отечественными учеными и специалистами ШСК «Донецкшахтопроходка» и

ЦНИИподземмаш (Тюркян Р.А., Стоев И.С., Новик Е.Б., Левит В.В. и др.). Их итогом стало успешное внедрение комплекса СК-1у при проходке клетевых стволов № 3 шахты им. М.И. Калинина. Максимальные темпы проходки составили 160 м/мес.

Достигнутые результаты не получили дальнейшего развития из-за сложной экономической ситуации в стране. При этом вопросы, связанные с определением оптимальных параметров механизированной проходки и особенностями ее влияния на процесс взаимодействия крепи и породного массива в стволе, остались не изученными.

В работах Амусина Б.З., Баклашова И.В., Боликова Е.В., Булычева Н.С., Картозия Б.А., Левита В.В., Панкратенко А.Н., Плешко М.С., Прокопова А.Ю., Протосени А.Г., Саммаля А.С., Харисова Т.Ф., Ягодкина Ф.И. и др. рассмотрены особенности взаимодействия крепи и породного массива в призабойной зоне выработок с учетом технологии проходки, влияния прилегающих и соседних выработок, специальных способов работ и других факторов. Полученные результаты были успешно адаптированы применительно к буровзрывной технологии проходки стволов по совмещенной и параллельным схемам.

В то же время проходка стволов с применением высокопроизводительного оборудования для механического разрушения пород в забое характеризуется другой последовательностью раскрытия поперечного сечения ствола и временными периодами вступления постоянной и временной крепи в работу, отсутствием негативного влияния на конструкции в стволе и окружающий породный массив взрывных работ, дополнительными воздействиями на крепь и массив от проходческого комплекса и другими особенностями. В этой связи обоснование эффективных технических и технологических решений строительства шахтных стволов механизированными комплексами является весьма актуальным.

Цель работы: обоснование рациональных параметров и области эффективного применения технологий строительства шахтных стволов на ос-

нове использования механизированных стволопроходческих комплексов в различных горнотехнических условиях.

Задачи исследования:

1. Определение организационно-технических параметров сооружения шахтных стволов механизированными комплексами.
2. Анализ напряженно-деформированного состояния системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в призабойной зоне ствола.
3. Численное моделирование системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в различных горнотехнических условиях.
4. Экспериментальные исследования деформаций крепи и массива в призабойной зоне ствола в период проходки.
5. Практическое применение результатов диссертационного исследования и разработка рекомендаций по проектированию механизированной технологии проходки шахтных стволов.

Идея работы заключается в исследовании взаимодействия элементов геотехнологической системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» и использовании выявленных закономерностей для обеспечения высоких технико-экономических показателей строительства и благоприятного режима эксплуатации шахтных стволов.

Научная новизна работы:

1. Разработана методика определения параметров скоростной проходки шахтных стволов механизированными комплексами, учитывающая горно-геологические условия, технические характеристики комплекса, а также технологическую эффективность принятой схемы проходки ствола.
2. Получены зависимости изменения напряжений в крепи ствола, сооружаемого по совмещенной технологической схеме, от скорости разработки забоя и его конфигурации, с учетом специфики передаваемых механизированным проходческим комплексом нагрузок на породы приконтурного массива.

3. Установлены закономерности взаимодействия временной и постоянной крепи с породным массивом при параллельной технологической схеме проходки, учитывающие влияние механизированного комплекса на процесс разгрузки горных пород в призабойной зоне ствола.

Практическая значимость работы: разработана методика обоснования параметров технологии проходки шахтных стволов с применением механизированных стволопроходческих комплексов в различных горнотехнических условиях.

Методы исследований базируются на использовании статистического анализа; теоретических положений механики подземных сооружений; математическом моделировании процесса взаимодействия системы «механизированный комплекс - крепь – породный массив»; натурных исследований напряженно-деформированного состояния крепи стволов, технико-экономического анализа эффективности применяемых технологий.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Область применения механизированных стволопроходческих комплексов увеличивается с глубиной и ограничивается возможностью обеспечения скоростей проходки не ниже нормативных величин в основных интервалах горно-геологических условий с учетом влияния коэффициента эффективности технологической схемы.

2. Параметры крепления ствола, сооружаемого механизированным комплексом по совмещенной технологической схеме, следует определять с учетом скорости безвзрывного разрушения пород в забое ствола и его формы, а также дополнительных воздействий от механизированного комплекса, которые приводят к увеличению напряжений в крепи на 10 - 15%.

3. При проходке ствола механизированным комплексом по параллельной технологической схеме со скоростью 4 м/сут и более, с обоснованными параметрами временной крепи, учитывающими воздействия комплекса на породный массив, напряжения в постоянной крепи уменьшаются в 2,5 - 3,0 раза.

Достоверность и обоснованность научных положений и рекомендаций подтверждается корректной постановкой задач исследований, значительным объемом проанализированных статистических данных по проходкам шахтных стволов (обработаны данные по 234 шахтным стволам); удовлетворительной сходимостью результатов аналитических расчетов и численного моделирования (погрешность результатов не более 3%), подтверждением полученных теоретических результатов натурными измерениями деформаций крепи при проходке стволов, реализацией полученных результатов при обосновании проектных решений в конкретных горнотехнических условиях.

Реализация работы. Отдельные результаты и рекомендации диссертационной работы использованы при вариантном проектировании схем вскрытия глубоких запасов Эльгинского угольного месторождения.

Апробация работы. Результаты диссертационной работы докладывались и обсуждались на международных научных конференциях: «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» (ТулГУ, Тула, 2018 г.), «Неделя горняка – 2019, 2020, 2021» (НИТУ МИСИС, г. Москва, 2019 – 2021 гг.); «Транспорт» (РГУПС, Ростов-на-Дону, 2019 г.), «Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование» (Санкт-Петербургский горный университет, 26-28 октября 2021 года).

Публикации. Основные выводы и результаты диссертации отражены в 5 публикациях автора, в том числе 3 статьи в журналах, входящих в перечень ВАК и БД Скопус.

Структура и объем диссертации. Структура и объем диссертации. Диссертационная работа изложена на 149 страницах машинописного текста. Состоит из введения, шести глав, заключения, списка литературы из 121 наименования, двух приложений. Содержит 15 таблиц, 58 рисунков.

1 АНАЛИЗ ТЕХНИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТНЫХ СТВОЛОВ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

1.1 Современные проблемы строительства шахтных стволов в России и за рубежом

Шахтные стволы являются важнейшими капитальными выработками, связывающими промышленную площадку горного предприятия с подземными горизонтами. От их надежной и долговечной работы во многом зависит эффективность эксплуатации всей шахты или рудника в целом.

За последние 30 лет основные объемы строительства шахтных стволов реализованы в угольной, горно-химической и горнорудной промышленности.

В таблицах П1.1-П1.3 Приложения 1 представлены основные статистические данные по строительству стволов в России и странах СНГ по отраслям горнодобывающей промышленности. Их анализ показывает следующее.

Активная проходка вертикальных стволов в угольной отрасли практически прекратилась. В целом ликвидирован, как Российский, так и Украинский Донбасс. Затруднения испытывают и другие угольные бассейны. Основной рост добычи обеспечивается за счет ввода новых и увеличения мощностей действующих угольных разрезов. К последним достижениям можно отнести проходку стволов шахты Обуховская № 1, где в вентиляционном стволе установлен рекорд скорости проходки по совмещенной схеме – 211 м/мес.

Проходка стволов горно-химической промышленности традиционно характеризуется самыми сложными горно-геологическими условиями, необходимостью применения специальных способов строительства, в частности замораживания пород, а также тубинговой крепи. В настоящее время в стадии реализации находится ряд крупных проектов в России, Белоруссии, Туркменистане. Глубина стволов перешагнула километровую отметку.

Наибольший объем стволов сегодня сооружается в горнорудной промышленности. Одной из причин такой активности является необходимость перехода ряда крупных рудников с открытого на подземный способ добычи в связи с исчерпанием технологической возможности применения открытого способа. Глубина сооружаемых стволов в России превысила отметку 2 км.

Сравнительный анализ статистики проходок стволов за последний период Советского Союза и современной России (рис. 1.1) показывает, что глубина стволов по всем горным отраслям за 25 лет увеличилась в 1,5 - 2 раза [55,56,57,62,70]. Появилась категория сверхглубоких стволов, к которым по общемировой классификации принято относить выработки протяженностью 1,5 км и более.

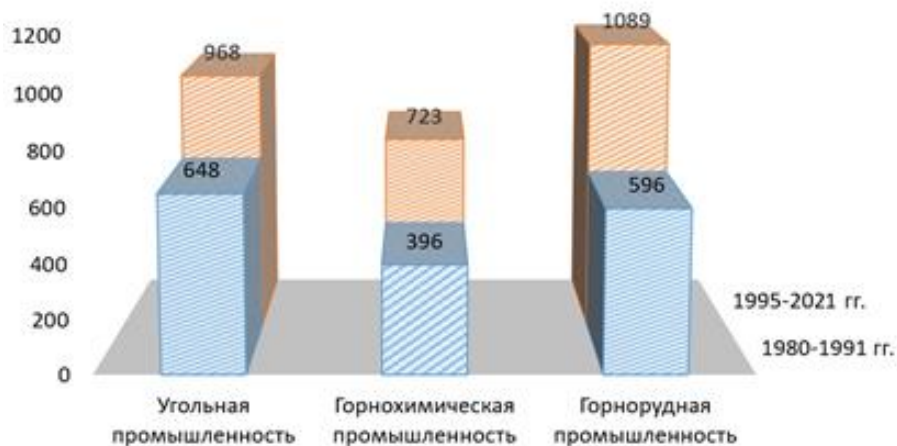


Рисунок 1.1 – Сравнительная статистика средних глубин вертикальных стволов, м по отраслям горнодобывающей промышленности

Сооружение и эксплуатация таких объектов представляет собой сложную геотехнологическую задачу. В 27% всех современных шахтных стволов уже на стадии проходки возникали те или иные нарушения крепи и армировки, которые вызывали необходимость остановки проходки, проведения дорогостоящих ремонтно-восстановительных работ, а также судебные разбирательства между заказчиками и подрядчиками.

В этой связи вопросы экономической эффективности строительства стволов для инвесторов встают особенно остро, а разработка и внедрение но-

вых технических и технологических решений по ее повышению, весьма актуальна.

Передовой отечественный и зарубежный опыт строительства вертикальных стволов большой протяженности позволяет выделить ряд проблем, негативно влияющих на эффективность проходки стволов.

1. Проходческий подъем. В нашей стране долгое время наиболее популярной была схема с применением проходческих копров и передвижных проходческих машин. Однако, при глубинах стволов свыше 1,2 км возможности применения машин серии МПП практически исчерпаны. Из последних разработок можно отметить проходческую подъемную машину МППП-21 Белорусских производителей, но ее недостатком является невысокая скорость подъема – 6 м/сек. В месте с тем она наряду с вместимостью бадей определяет производительность подъема и в среднем при увеличении глубины ствола на 500 м она снижается на 15% (рис. 1.2).

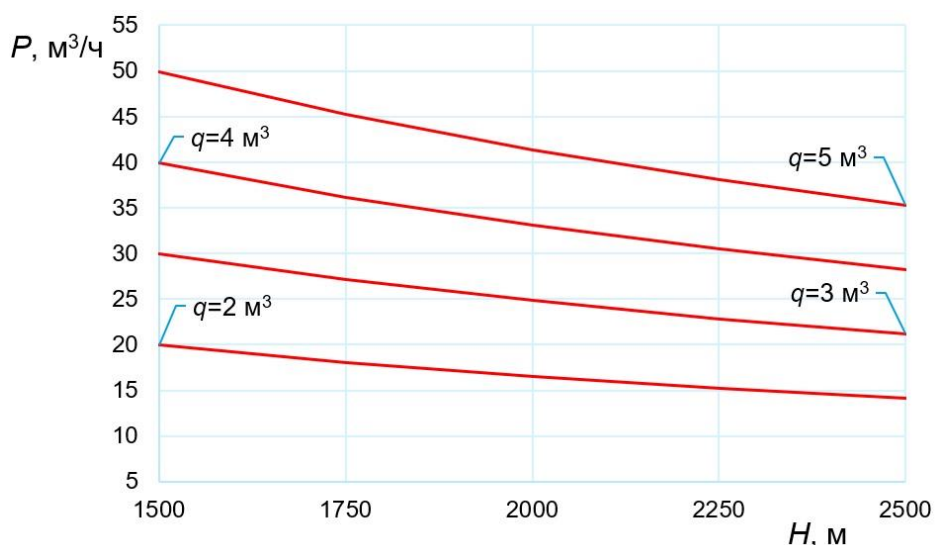


Рисунок 1.2 – Графики зависимостей производительности проходческого подъема от глубины ствола при различной вместимости бадей

В этой связи в стволах большой глубины требуется применение высокопроизводительных машин с многослойной навивкой каната на барабан. Перспективным решением является применение переоборудованных для целей проходки многоканатных машин, например двухбарабанных подъемных

машин системы Блеера. Это в сочетании с использованием для целей проходки постоянных копров, позволяет сократить временные затраты на переоснащение ствола, а также увеличить его производительность.

На максимальных глубинах может возникать необходимость устройства промежуточных подземных горизонтов, что, в частности, показывает практика строительства стволов в ЮАР.

2. Увеличение сложности и стоимости проходческих комплексов.

Для обеспечения стабильных скоростей проходки современных стволов большой протяженности сегодня на практике внедряются технологические схемы, предусматривающие максимальное совмещение работ во времени. Так при применении схемы с одновременным армированием в стволе монтируется семиэтажный проходческий полок весом до 200 т. Существенно возрастает вес канатов в стволе. Механизация бурения шпуров решается применением ствольных бурильных установок как отечественного производства (БУКС и СМБУ), так и зарубежного, европейских, североамериканских, китайских производителей. Число бурильных машин определяется в зависимости от глубины ствола и может изменяться от двух-трех до 6 - 8 в стволах большой площади.

Наиболее трудоемким и продолжительным процессом при буровзрывной технологии работ является уборка породы. Возможности по увеличению технической производительности погрузочных машин грейферного типа в настоящее время практически исчерпаны, так как они достигаются увеличением объема и веса грейферных грузчиков и бадей. Данная взаимосвязь проиллюстрирована на рисунке 1.3, где приведены графики зависимости массы и производительности грейферных грузчиков от их вместимости. Максимальная возможная вместимость грейфера в стволах стандартных диаметров не превышает $1,2 \text{ м}^3$, а бады $5 - 7 \text{ м}^3$. Кроме того, производительность погрузочных машин практически не влияет на скорость уборки породы во второй фазе, когда грузчик переходит в подгребающий режим.

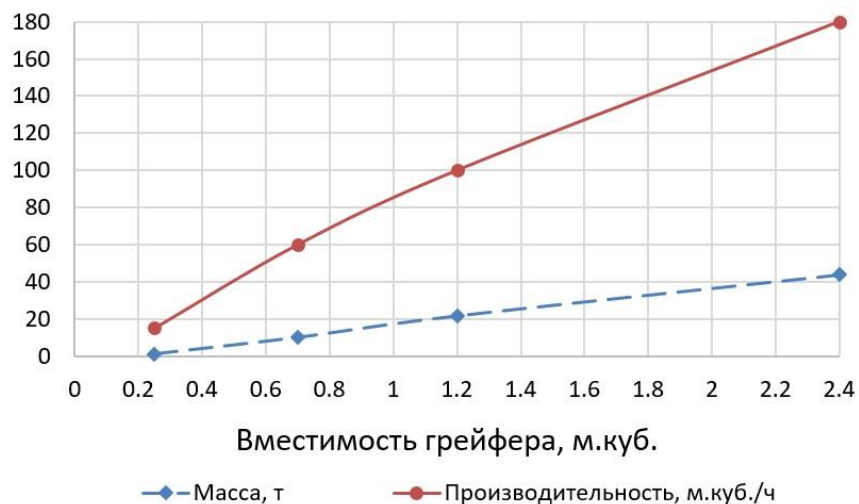


Рисунок 1.3 – Графики зависимостей производительности проходческого подъема от глубины ствола при различной вместимости бадей

3. Увеличение объемов вывалов породы при проходке. Проблемным аспектом организации буровзрывных работ при проходке стволов большой глубины является увеличение объемов вывалов породы. Подробно эти вопросы освещены в работах [11,45,51,62,86,91]. Можно выделить несколько причин процесса вывалообразования:

- рост горизонтальных, в том числе тектонических напряжений в массиве.
- негативное влияние водопотоков в забое.
- низкая точность и неполнота горно-геологических данных, полученных в процессе изысканий при бурении разведочных скважин. Из-за этого, паспорт БВР часто не соответствует фактическим условиям, что приводит к большим переборам породы, увеличению расхода бетона на возведение крепи и снижению скоростей проходки.

4. Снижение качества крепления стволов бетоном и железобетоном.

Традиционным способом доставки бетона в забой ствола в нашей стране являлся способ с доставкой бетонной смеси по бетонопроводу. Исследования, выполненные при проходке стволов шахты «Обуховская № 1» позволили доказать, что с увеличением глубины доставки бетона по бетонопро-

воду средняя прочность бетона по образцам, отобранным на проходческом полке, снижается на 15% по сравнению со средней прочностью бетона из образцов, отобранных на поверхности, при этом коэффициент вариации прочности бетона увеличился с 15 до 21%. Также большую проблему представляет высокая истираемость трубопроводов для подачи бетона и необходимость их частой замены.

Альтернативным вариантом является контейнерная доставка бетона в специальных бадьях. Такая схема достаточно широко применяется за рубежом, а также внедрена компанией ООО «Дайльманн Ханиэль Шахтострой» при проходке стволов Усть-Яйвинского рудника. Однако, в то же время этот способ приводит к дополнительной загрузке проходческого подъема.

В целом вне зависимости от применяемой техники и технологий при буровзрывной технологии отсутствует возможность совмещения двух основных процессов в забое ствола – собственно буровзрывных работ и уборки породы. Из-за этого добиться устойчивого повышения скорости проходки стволов выше 2 - 4 м в сутки, не удаётся ни в России, ни в ЮАР, ни в Северной Америке, ни в Европе. Фактические же скорости составляют в большинстве случаев 20 - 50 м/мес., что ниже нормативных по СП 69.13330.2016.

По мнению многих ученых и специалистов более перспективным является развитие механизированной технологии проходки, при применении которой с той или иной степенью эффективности можно решить все обозначенные выше проблемы.

Разрушение породы в забое ствола рабочим органом механизированного проходческого комплекса обеспечивает комплексную механизацию работ, а также возможность временного и пространственного совмещения по разработке породы, уборке и подъему породы, а также креплению ствола. Выполнение основных работ превращается в непрерывный процесс, а механический способ разрушения породного забоя не нарушает сплошности породных стенок ствола, что позволяет уменьшить толщину постоянной крепи. При этом при использовании промежуточных перегружателей обеспечивается равно-

мерная загрузка проходческого подъема и стабильно высокие скорости проходки.

Избирательная или сплошная механизированная разработка забоя с образованием конусообразной плоскости позволяет уменьшить опасность вывалов, в том числе во выбросоопасных породах [54]. При применении высокотехнологичных, в том числе роботизированных механизированных проходческих комплексов создаются предпосылки для широкого внедрения в стволах сборных, в том числе блочных крепей. Эффективность перехода на этот тип крепления в протяженных выработках подтверждена многолетним опытом строительства перегонных тоннелей метрополитенов.

Резюмируя можно отметить, что механизация основных процессов проходческого цикла по сооружению ствола обеспечивает рост производительности труда, повышение безопасности работ и улучшение условий труда проходчиков. С ростом протяженности стволов превосходство механизированного способа проходки стволов по сравнению с буровзрывным становится все более очевидным [33,104,107,114].

1.2 Отечественный и мировой опыт механизированной проходки шахтных стволов

В нашей стране в развитии механизации проходки вертикальных стволов важнейшее значение имели первые стволые комбайны типа ПД-1, ПД-1р и ПД-2 (рис. 1.4).

На основе полученного опыта от внедрения указанных агрегатов далее разработан и применен на практике для строительства шахтных стволов комбайн СК-1у. В нем увеличено значение усилия подачи на забой рабочего органа до 1400 кН, что позволило при применении шарошечного породоразрушающего инструмента вести проходку по породам крепостью до $f = 13$ по шкале М.М. Протоdjяконова.

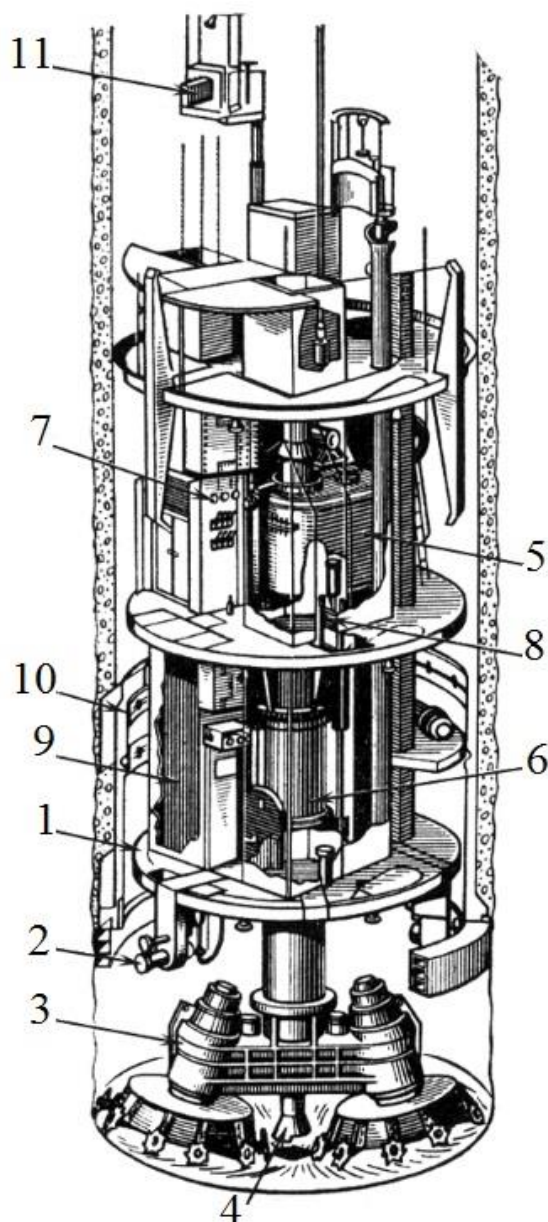


Рисунок 1.4 – Стволопроходческий комбайн ПД-2:

- 1 – каркас; 2 – механизм гидрораспора; 3 – двухдисковый планетарный исполнительный орган;
4 – пневматический эжектор для уборки горной массы; 5 – редуктор главного привода; 6 – телескопические валы; 7 – пульт управления; 8 – механизм перегрузки; 9 – подъемный сосуд;
10 – опалубка; 11 – телескопический механизм наращивания труб

Комбайновый комплекс включал комбайн, опалубку, проходческие подъемные сосуды, копер, разгрузочный станок, лебедки и подъемные установки. На поверхности располагались отстойник, компрессорные электроустановки, вентиляторы, вспомогательные подъемные машины, заглубленный бетоносмесительный узел, монтажная платформа. В стволе размещались ставы труб вентиляции, бетоновода, сжатого воздуха, водоотлива, канаты для подвески оборудования и кабелей.

Стволопроходческий комбайн СК - 1Д состоял из трехэтажного каркаса, смонтированного из двух цельносварных секций, на котором размещены

все основные механизмы и оборудование, исполнительного органа, состоящего из двух дисков с резцами или шарошками для разрушения породы по всей площади забоя ствола, привода исполнительного органа, пневмоэлеватора для выдачи породы из забоя в бункер комбайна, скипоклетевого устройства, системы распора комбайна в стволе, пульта управления, телескопических механизмов для наращивания трубопроводов в стволе выше комбайна, опалубки для возведения крепи из монолитного жетона, пневмо- и гидросистем.

Исполнительный орган комбайна – механический двухдисковый планетарный с резцами (для разрушения пород с $f < 6$) и с шарошками (для разрушения пород с $f = 7 - 13$).

Крепь ствола из монолитного бетона возводилась с помощью металлической опалубки со спиральным поддоном одновременно с разрушением породы. Опалубка состояла из двух секций и устанавливалась на секторный щит со спиральным поддоном и углом наклона спирали к горизонту, превышающим угол естественного растекания бетона, что обеспечивает качественную стыковку бетонных колец друг с другом и исключает необходимость разравнивания и подливки бетона за опалубку.

Центрирование и фиксирование опалубки в стволе производится по маркшейдерским отвесам шестью горизонтальными гидродомкратами, встроенными в каркас комбайна. Отрыв секций опалубки от бетона производят шестью гидравлическими домкратами, соединенными с гидросистемой комбайна и управляемыми с пульта, расположенного на первом этаже комбайна. Опалубку отрывают от бетона и спускают на очередную заходку одновременно со спуском комбайна.

Бетонную смесь за опалубку подавали по двум бетонопроводам с поверхности из приствольного бетоносмесительного узла.

Для наращивания ставов труб и их крепления к крепи ствола предусматривались телескопические вышки.

Подъемный сосуд типа скипо-клетки состоит из кабины, предназначенной для спуска и подъема людей, инструмента и материалов, и нижнего грузового сосуда для выдачи породы. Кабина и кузов смонтированы на общей жесткой раме, имеющей роликовые или втулочные направляющие устройства. В качестве проводников для движения подъемных сосудов используют канаты подвески комбайна.

С трубопроводом сжатого воздуха комбайн соединяется гибкими шлангами, а с бетоноводами и трубопроводом вентиляции – телескопическими устройствами. Подача электроэнергии к комбайну и связь с поверхностью осуществляются по гибким кабелям, подвешенным в стволе на канатах.

Управление комбайном (центрирование и распор, пуск рабочего органа), загрузка бункера и скипов, отправка и приемка скипов, а также контроль за работой всех механизмов) осуществляются с пульта, расположенного на втором этаже каркаса.

Для проходки по выбросоопасным пластам комбайн оборудован системой дистанционного управления с поверхности без присутствия людей в забое.

Проходческий металлический сборно-разборный копер оснащен разгрузочным станком, который можно перемещать по рельсам в пределах нулевой площадки. Для размещения комбайна под копром (при спуске его в ствол и выдаче из него) предусмотрен подъем нулевой рамы к подшивной площадке копра.

Для спуска-подъема людей и подъема породы в скипоклетях применяли временную подъемную машину 2Ц4х2,3, а для вспомогательных операций – передвижную подъемную машину МПП-6,3.

На строительную площадку комбайн доставляли блоками массой до 75 т на железнодорожных платформах.

Испытания комбайна СК-1у на шахте им. М. И. Калинина показали высокую эффективность технологии. Вертикальный ствол глубиной 1107 м был пройден без перехода на буровзрывные работы в зонах выбросоопасных пла-

стов. Удельный расход энергии на разрушение 1 м^3 породы в целике составлял 4 - 25 кВт·ч при изменении коэффициента крепости пород от 3 до 10. Продолжительность проходки ствола была сокращена за счет осуществления безлюдной проходки по выбросоопасным пластам не менее чем на 5 - 6 мес. Годовая экономическая эффективность механизированной проходки только за счет уменьшения расходов на оборудование и заработную плату составляла 70,5 тыс. руб. в ценах 1984 г.

С распадом Советского Союза производство стволопроходческих комбайнов в России на длительное время было остановлено. В настоящее время осуществляется опытно-промышленное внедрение механизированного агрегата для проходки стволов типа АСП [88].

Агрегат предназначен для проходки стволов диаметром от 5,5 до 9,0 м в свету по породам крепостью до 6 по шкале М.М. Протоdjяконова с применением чугунно-тюбинговой, блочной, монолитной бетонной крепи. Скорость проходки готового ствола достигает 90 м/мес. При необходимости возможен переход на буровзрывной способ проходки.

Забой разрушается шнековой фрезой при помощи поворота внутреннего кольца относительно монтажного кольца, зафиксированного на тюбинговой обделке, а также поворота рукояти фрезы вокруг своей оси с помощью гидроцилиндров поворота исполнительного органа.

Комплекс на базе агрегата АСП-8,0 использован в стволе Ново-Усольского месторождения Пермского края. Диаметр ствола в свету - 8,0 м. Дополнительно в общей комплекс входила погрузочная машина 2КС2У-40, проходческий полук (трехэтажный), бункер для приема бетонной смеси, проходческая бадья вместимостью 3,0 м. куб. (рис. 1.5).

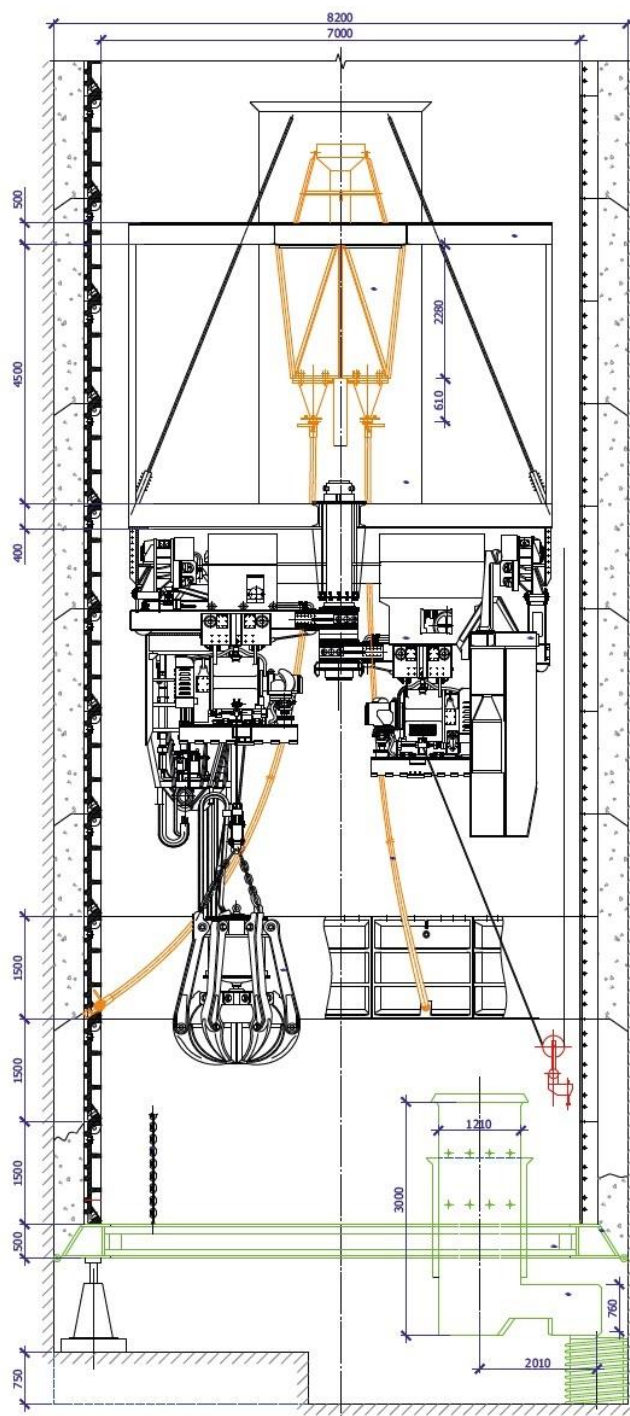


Рисунок 1.5 – Агрегат стволопроходческий АСП-8,0

При разрушении забоя агрегат монтируется к закреплённой тубинговой обделке и распирается в забой распорными гидроцилиндрами.

После разрушения забоя ведется погрузка разрушенной породы в бадьи с транспортированием их на поверхность. В дальнейшем осуществляется опускание агрегата относительно готовой тубинговой обделки и монтаж но-

вого тубингового кольца с корпуса агрегата.

Монтируемый тубинг подводится снизу (рис. 1.6), устанавливается на монтажное кольцо комплекса АСП с зазором около 100 мм относительно верхнего кольца тубингов. После набора всего кольца домкратами оно выводится в проектное положение и производится окончательное сболчивание крепи. Далее через тампонажные отверстия в тубингах с помощью бетоновода производится нагнетание бетонной смеси, при этом монтажное кольцо выполняет роль поддона, исключающего вытекание смеси.

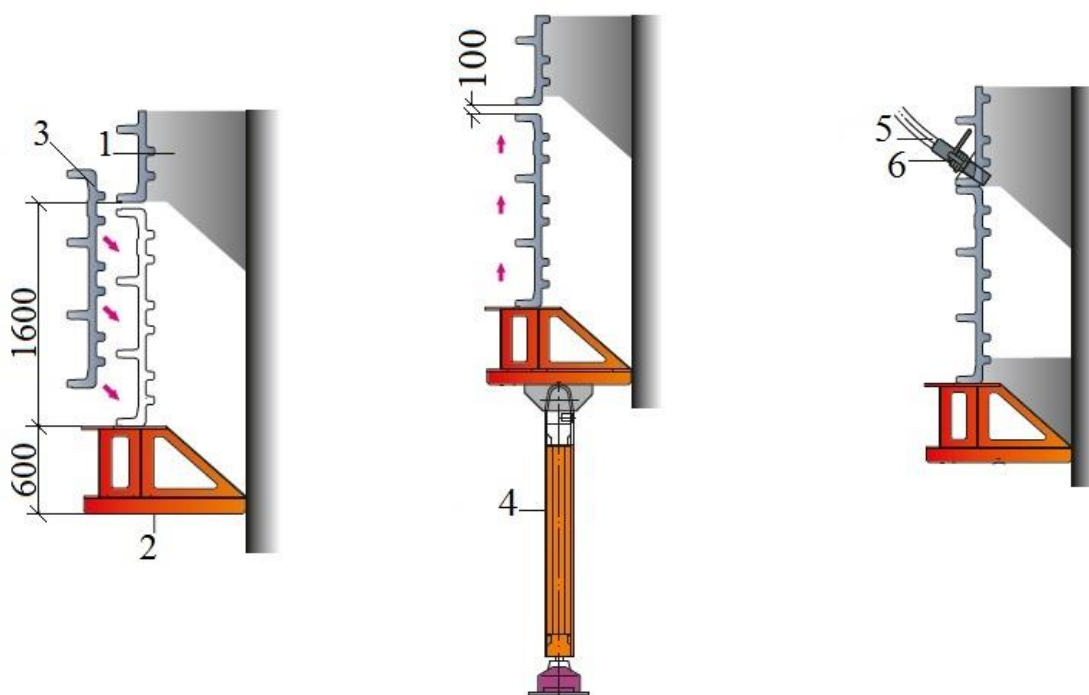


Рисунок 1.6 – Схема возведения тубинговой крепи:

- 1 – бетонная крепь; 2 – монтажное кольцо; 3 – монтируемый тубинг; 4 – домкраты;
5 – бетоновод; 6 – быстроразъемное соединение

Внешний вид комплекса в сборочном цехе приведен на рис. 1.7.



Рисунок 1.7– Агрегат стволопроходческий АСП-8,0 в сборочном цехе:

- 1 – монтажное кольцо; 2 – внутреннее кольцо; 3 – тубингоукладчик;
4 - электрооборудование; 5 – гидрооборудование; исполнительный орган

График организации работ по проходке ствола комплексом типа АСП приведен на рис. 1.8.

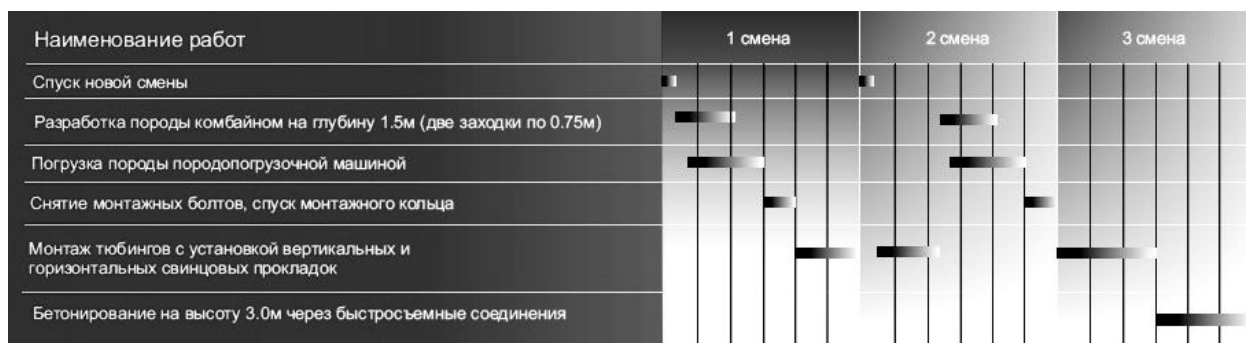


Рисунок 1.8 – График организации работ по проходке ствола комплексом типа АСП

Техническая производительность комплекса АСП-8,0 в стволе Ново-Усольского месторождения Пермского края составила 0,24 м³/мин.

К достоинствам комплекса АСП относится простота конструкции, а также возможность использования буровзрывного способа проходки при незначительном переоснащении агрегата.

За рубежом одним из лидеров по выпуску стволовых механизированных комплексов является компания Herrenknecht.

Для проходки стволов малой глубины (до 160 м) диаметром 4,5 - 16 м применяется комплекс типа VSM (рис. 1.9).

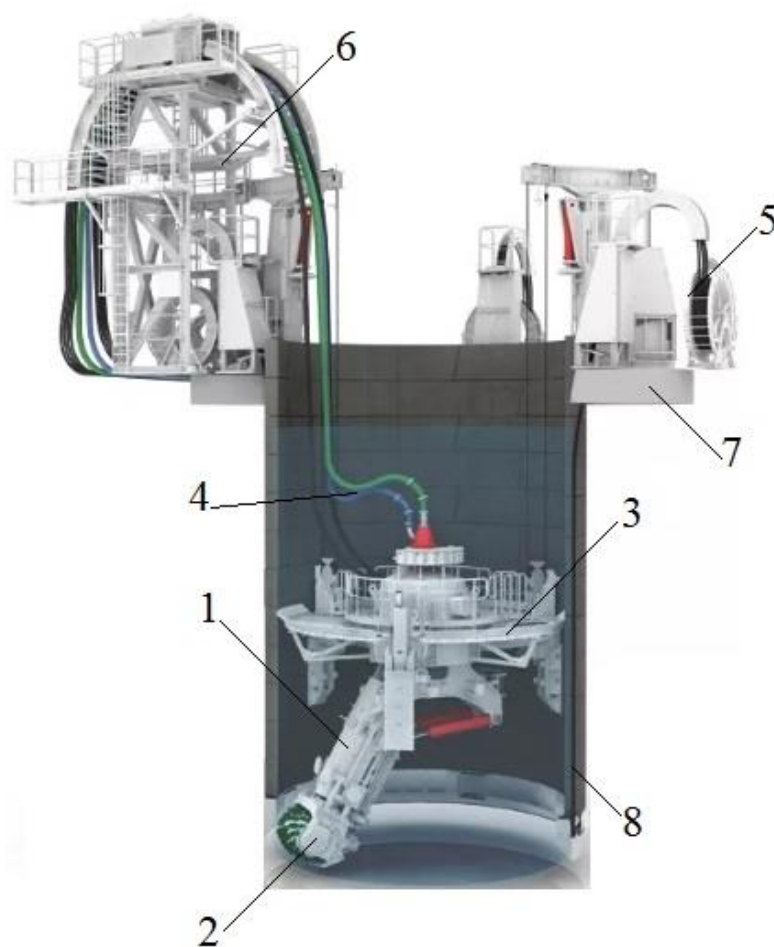


Рисунок 1.9 – Комплекс Herrenknecht VSM:

1 – телескопическая стрела; 2 – исполнительный орган избирательного действия с фрезой барабаном; 3 – рабочая платформа комплекса; 4 – трубопроводы выдачи пульпы, подачи воды, гидравлические шланги; 5 – лебедки спуска-подъема; 6 – станция управления комбайном; 7 – опорные стапели; 8 – блочная обделка ствола

Комплекс VSM 7800/5600 может применяться, как для проходки стволов способом опускной крепи в водонасыщенных неустойчивых, глинистых грунтах, так и в скальных породах прочностью до 100 МПа. Наиболее широкое применение он получил для проходки городских стволов в г. Москве (рис. 1.10).

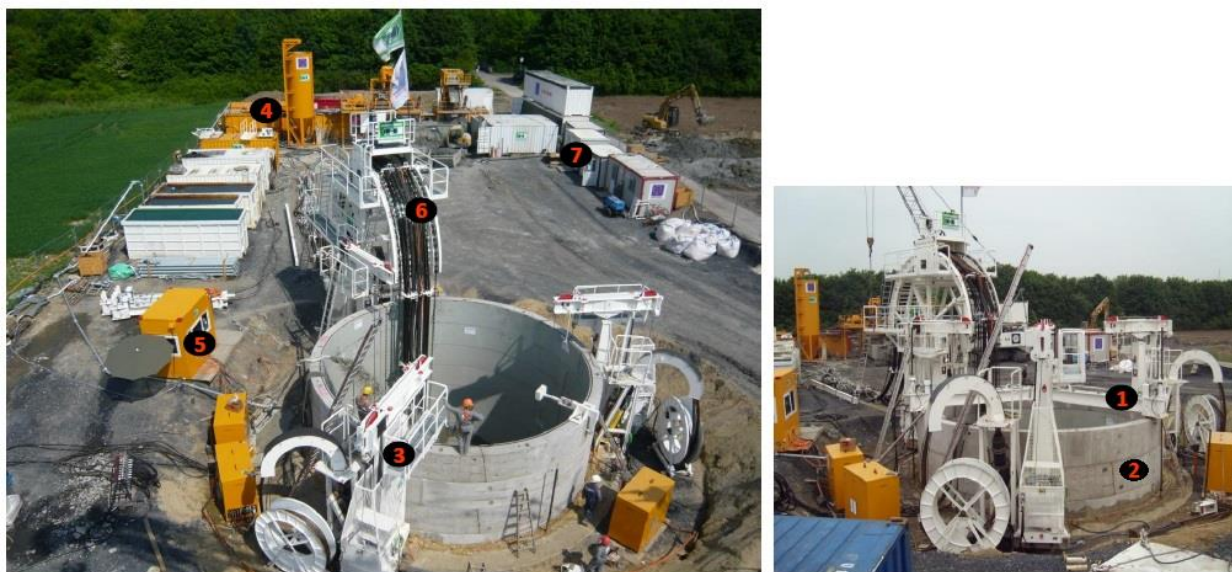


Рисунок 1.10 – Оснащение поверхности при проходке ствола комплексом типа VSM:

1 – блочная обделка; 2 – система продавливания; 3 – спускной механизм; 4 – сепарационная установка; 5 – контрольный контейнер; 6 – лебедка для транспортных и подающих линий 7 – штабной контейнер и помещение для инструмента

На базе комплекса создан стволопроходческий комбайн типа SBR для проходки вертикальных выработок глубиной до 1000 м и диаметром в свету 7 - 12 м (рис. 1.11).

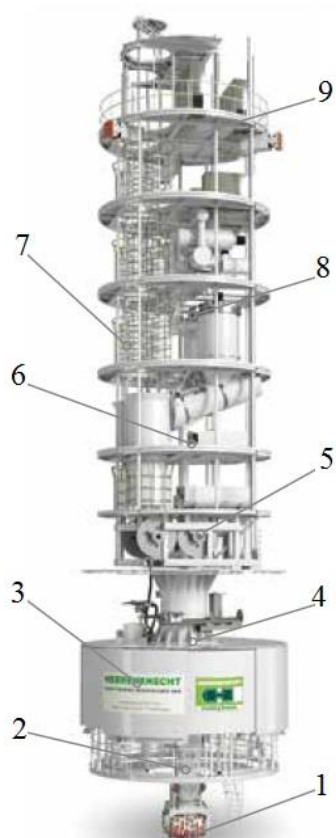


Рисунок 1.11 – Стволопроходческий комбайн Herrenknecht SBR:

1 – исполнительный орган избирательного действия с фрезой барабаном; 2 – рабочая камера исполнительного органа; 3 – стабилизатор с системой домкратов; 4 – проходческая платформа для возведения крепи; 5 – система подвески комплекса в стволе; 6 – кабина управления; 7 – проемы для движения бадей; 8 – пневматическая система транспортировки породы, выполнения проходческих и обслуживающих работ; 9 – многоэтажный рабочий полук для размещения коммуникаций, выполнения проходческих и обслуживающих работ

Комплекс легко адаптируется под проходку стволов различного диаметра и может применяться в породах малой и средней крепости. Исполнительный орган комплекса аналогичен машине VSM. Режущий барабан закреплен на телескопической стреле, которая обеспечивает вращение вокруг центральной оси и заглубление в породный массив на глубину до одного метра с одной стоянки комплекса.

На первом этапе цикла резания режущий барабан создает разрез глубиной до 200 мм. Далее круговыми заходками по часовой стрелке от центра ствола к стенкам разрабатывается вся площадь забоя. После 5 циклов реали-

зается заходка глубиной 1 м и производится опускание комплекса.

Уборка разрушенной породы осуществляется механизировано пневматической системой с последующей перегрузкой в бады и подъемом на поверхность. Работы по креплению производятся с проходческой платформы одновременно с разработкой породы. Как правило, применяют набрызгбетонную крепь.

Суммарная высота комплекса составляет около 40 м, масса – 320 т.

В настоящее время с помощью машин SBR осуществляется проходка двух вертикальных стволов калийной шахты Jansen, Канада, глубиной около 1000 м и диаметров вчере 8 и 11 м. До глубины 700 м выполнено предварительное замораживание грунтов. Завершена сборка и монтаж комплексов SBR для проходки стволов на Нежинском ГОКе, Белоруссия.

Для проходки стволов глубиной до 1000 м и диаметром 7 - 12 м в породах прочностью более 120 МПа применяют ствольные комбайны типа SBC (рис. 1.12).

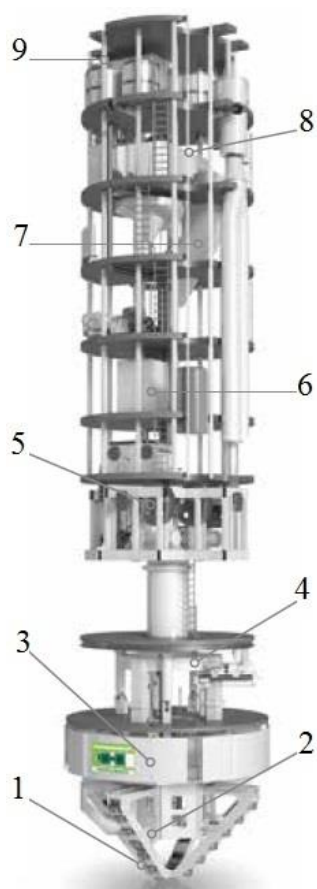


Рисунок 1.12 – Стволопроходческий комбайн Herrenknecht SBC:

- 1 – рабочая камера исполнительного органа;
- 2 – исполнительный орган; 3 – распорная система комплекса; 4 – проходческая платформа для возведения крепи; 5 – система подвески комплекса в стволе; 6 – кабина управления; 7 – система транспортировки породы; 8 – многоэтажный рабочий полук для размещения коммуникаций, выполнения проходческих и обслуживающих работ;
- 9 – проемы для движения бадей

Коническая режущая головка комплекса с дисковыми резцами обеспечивает в процессе вращения разработку всей площади забоя. Комплекс имеет высоту 40 м и массу 350 т. Скорость проходки в крепких породах достигает 6 м/сут.

Для сооружения стволов глубиной свыше 2 км разработан комплекс SBE, включающий комбайн и дополнительный полк для крепления. Комплекс может применяться в вертикальных выработках диаметром от 7,5 до 9,5 м (рис. 1.13).

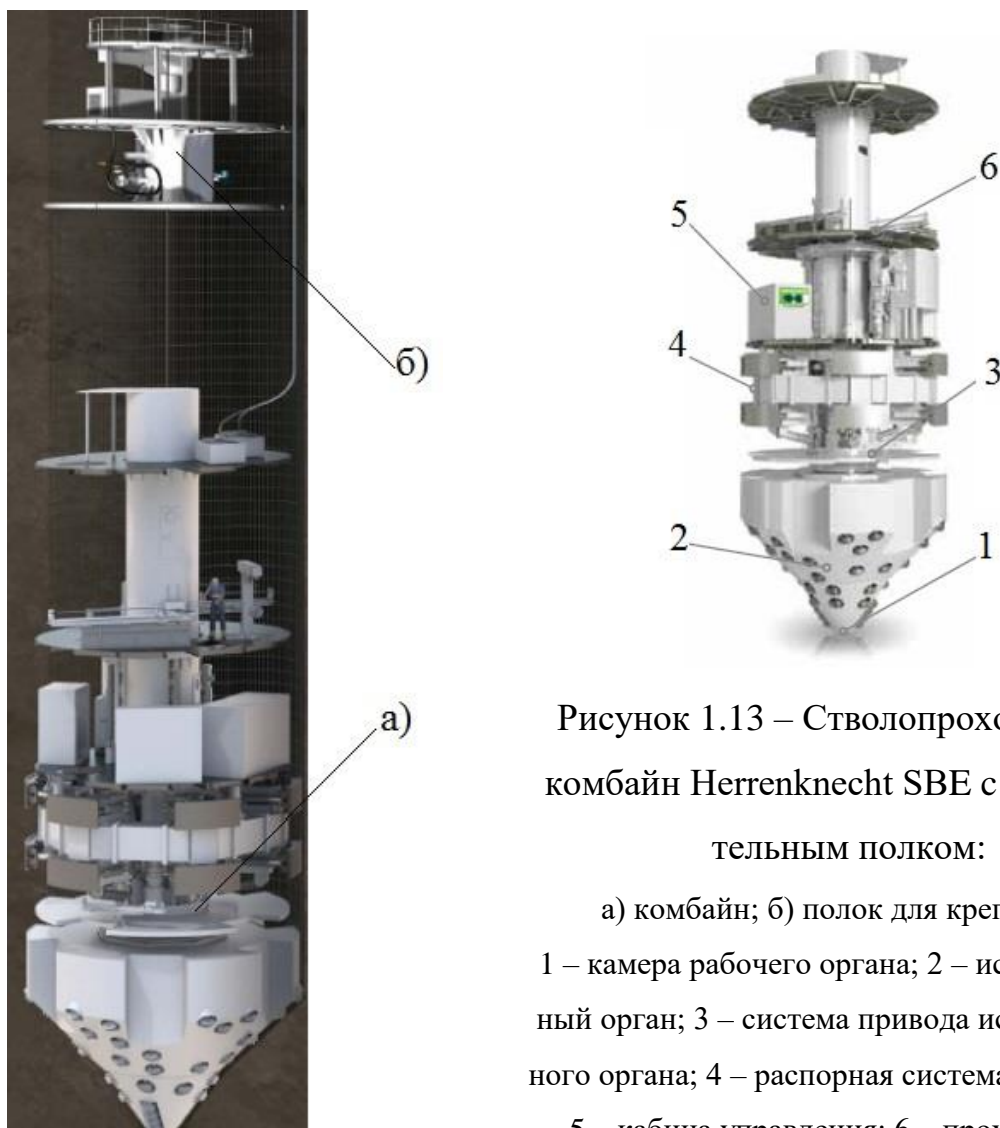


Рисунок 1.13 – Стволопроходческий комбайн Herrenknecht SBE с дополнительным полком:

- а) комбайн; б) полк для крепления;
- 1 – камера рабочего органа; 2 – исполнительный орган; 3 – система привода исполнительного органа; 4 – распорная система комплекса;
- 5 – кабина управления; 6 – проходческая платформа с бурильными машинами для установки анкерной крепи

Общая характеристика комбайна SBE представлена в табл. 1.1.

Проходка осуществляется с предварительным бурением опережающей скважины и предполагает наличие на нижнем горизонте горных выработок с возможностью транспортировки породы на поверхность (рис. 1.14).

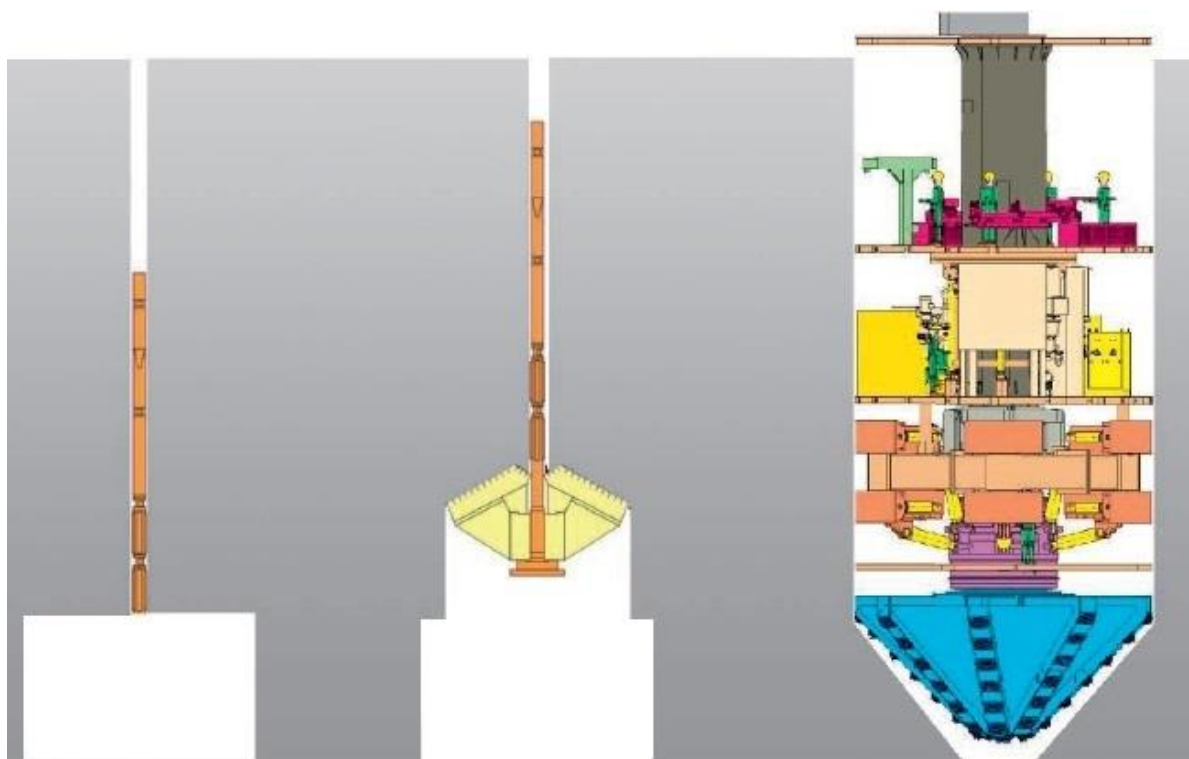


Рисунок 1.14 – Последовательность сооружения ствола комплексом Herrenknecht SBE

Таблица 1.1 - Техническая характеристика стволпроходческого комбайна Herrenknecht SBE

Наименование показателя	Значение показателя
Мощность привода, кВт	4x400
Скорость вращения, мин ⁻¹	1,5 - 5 min ⁻¹
Крутящий момент, кН·м	12000
Рабочий ход исполнительного органа, мм	1000
Угол поворота исполнительного органа относительно вертикальной оси, град	1,5°
Скорость разрушения пород в забое, м/сут	4,0
Установленная электрическая мощность, кВт	880
Общие вес, т	400

Стволопроходческий комбайн SBM предназначен для проходки стволов глубиной более 2000 м и диаметром 10 - 12 м в устойчивых породах прочностью более 120 МПа (рис. 1.15).

Разработка породы в забое ствола производится исполнительным органом дискового типа. Перед началом очередной заходки распорная система комплекса распирается в сечении ствола. На первом этапе исполнительный орган проникает в породный массив с созданием щелевой прорези глубиной 1,5 метра. На втором этапе он вращается вокруг вертикальной оси и разрабатывает забой на полное сечение. При этом дисковый исполнительный орган также служит в качестве лопастного колеса, которое транспортирует разрушенную породу через интегрированные каналы в центральную часть комплекса.

Далее порода перегружается на вертикальный ленточный конвейер, который транспортирует его в точку складирования перед подъемом на поверхность. Управление всеми процессами осуществляется дистанционно оператором из кабины управления. Сразу за подвиганием забоя с проходческой платформы возводится набрызгбетонная или анкер-набрызгбетонная крепь. Масса комплекса составляет около 3000 т [32].

Для более широкого внедрения в отечественную шахтостроительную практику механизированной технологии проходки шахтных стволов необходимо выполнить комплексное обоснование ее параметров в различных горнотехнических условиях.

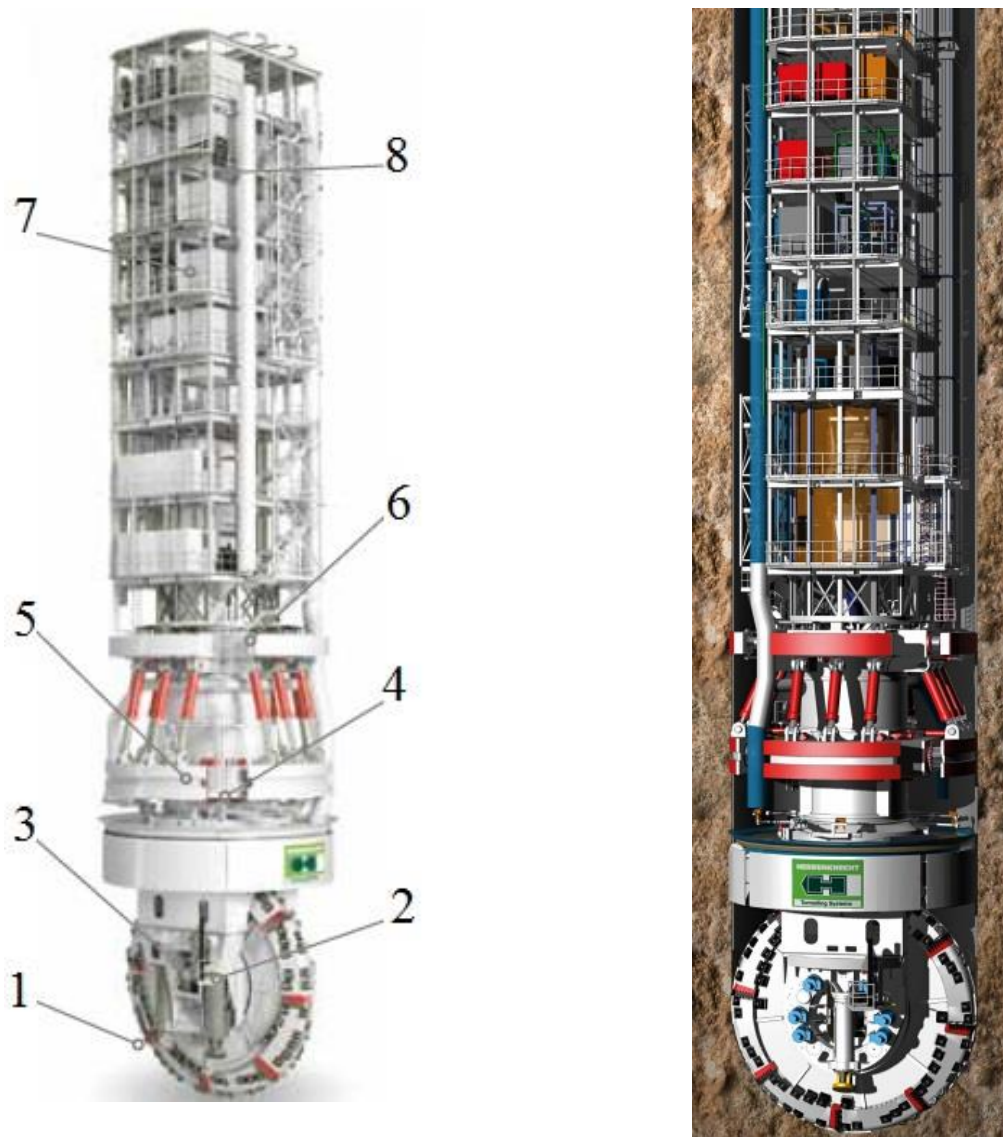


Рисунок 1.15 – Стволопроходческий комбайн Herrenknecht AG SBM:

1 – рабочая камера исполнительного органа; 2 – исполнительный орган; 3 – главный привод поворота исполнительного органа на 180° ; 4 – проходческая платформа для возведения крепи; 5 – распорная система комбайна; 6 – система транспортировки породы; 7 – кабина управления; 8 – многоэтажный рабочий полук для размещения коммуникаций, выполнения проходческих и обслуживающих работ

1.3 Влияние технологии проходки на напряженно-деформированное состояние крепи и породного массива вокруг выработки

В соответствии с современными представлениями механики подземных сооружений выбор технологии и технологической схемы проходки ствола оказывает влияние не только на организационные и технико-экономические параметры строительства, но и во многом определяет особенности взаимодействия крепи с окружающим породным массивом по протяженности ствола и во времени. Технология становится полноправным элементом взаимодействия системы «крепь – массив» и одним из основных регуляторов, обеспечивающих оптимальный режим работы крепи. Комплексно, методология этого подхода в рамках новой концепции освоения подземного пространства разработана ведущими учеными Московского государственного горного университета И.В. Баклашовым и Б.А. Картозией [6,8].

Дальнейшее развитие применительно к вертикальным стволам она получила в работах В.В. Левита, М.С. Плешко [51,52,62]. Последним, в частности, обоснована концепция проектирования и строительства шахтных стволов, рассматривающая систему «породный массив – технология – вертикальный ствол» (рис. 1.16).



Рисунок 1.16 – Пример функциональной системы взаимодействия

Эффективное управление взаимодействием системы обеспечивается путем реализации управляющих воздействий по улучшению режима работы крепи.

Эта идея получила свое развитие в трудах П.А. Деменкова [22-25], где комплексно изучена система «массив – технология строительства – станция метрополитена», позволяющая реализовать различные стратегии строительства станций на основании известных схем раскрытия сечения подземных сооружений.

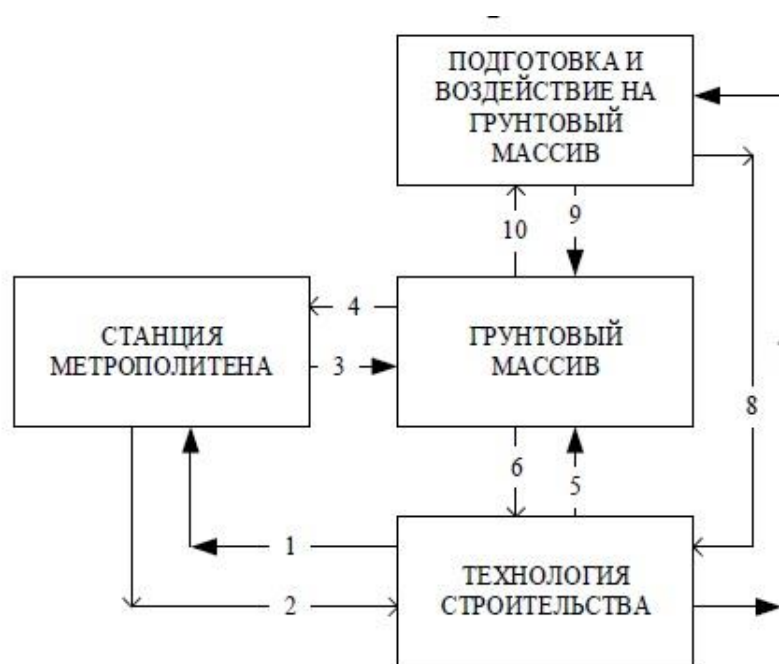


Рисунок 1.17 – Схема динамической системы «массив – технология строительства – станция»

В целом рассмотрение взаимодействия подобных систем при решении задач анализа напряженно-деформированного состояния крепи может осуществляться в соответствии со схемами заданных нагрузок и схемами контактного взаимодействия.

Научные и методологические основы расчета крепи горных выработок на заданные нагрузки разработана ведущими отечественными учеными К.А. Ардашевым, М.П. Бродским, Ю.А. Онищенко [59], М.М. Протодяконовым, Л.Д. Шевяковым, К. Терцаги, П.М. Цимбаревичем [93] и др. Обзоры работ этих ученых представлены в классических изданиях

по геомеханике XX века [7, 3-17]. До сих пор основные положения этого подхода использованы в действующих нормативных документах, в частности в СП 122.13330.2012 Тоннели железнодорожные и автодорожные. Актуализированная редакция СНиП 32-04-97 и СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80.

В последнем учет технологической схемы проходки при определении параметров крепи осуществляется двумя коэффициентами: n_n – коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок, имеющий различные значения для последовательной (параллельной) и совмещенной схем проходки; Δ – параметр, учитывающий технологию проходческих работ. Результаты расчета крепи при параллельной и совмещенной технологических схемах различаются не более чем на 10%.

Научные основы метода расчета крепи подземных сооружений по схеме взаимодействия заложены Б.З. Амусиным [1-3], С.В. Ациферовым [4], И.В. Баклашовым [6-8], Ф.А. Белаенко [9], Б.В. Боким [10], В.Е. Боликовым [11,12] Н.С. Булычевым [13-17], А.Н. Динником [26], Б.А. Картозией [6,38], А.М. Козелом [40-45], Г.А. Крупенниковым [45,46], Ю.М. Либерманом [53], А.Г. Протосеней [70,71], К.В. Руппенейтом [75], Г.Н. Савиным [76,77], А.С. Саммалем [4,81], , Н.Н. Фотиевой [89, 90], А.Н. Шашенко [94,112] и др.

Рассмотрим схему взаимодействия на конкретном примере. Ствол сооружается по параллельной технологической схеме с возведением постоянной крепи с отставанием от забоя. Призабойное пространство закрепляется анкерами и набрызгбетоном (временная крепь). В этом случае можно выделить три основных стадии взаимодействия (рис. 1.18):

1. Стадия деформирования пород после их обнажения до возведения временной крепи и вступления ее в работу, характеризуемая величиной горизонтальных перемещений U_1 при постепенном уменьшении горизонтальных тангенциальных напряжений σ .

2. Стадия деформирования пород совместно с временной крепью (перемещения U_2).

3. Стадия деформирования пород после возведения постоянной крепи и вступления ее в работу до наступления статического равновесия в системе «крепь – породный массив» (перемещения U_3).

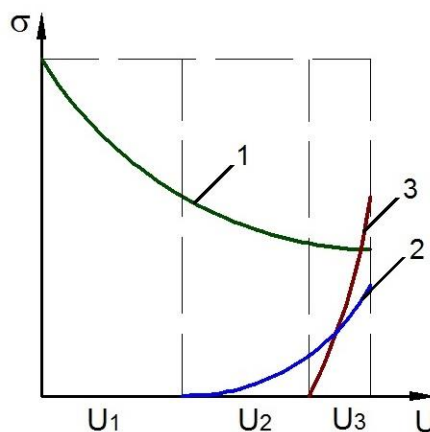


Рисунок 1.18 – Графики совместного взаимодействия:

1 – график деформирования породного массива; 2 – график деформирования временной крепи; 3 – график деформирования постоянной крепи

Величины реализованных перемещений U_1 , U_2 , и U_3 определяют параметры напряженно-деформированного состояния системы «крепь – породный массив» после наступления статического равновесия. Первая стадия деформирования реализуется относительно быстро по мере уборки породы очередной заходки. На третьей стадии в работу вступает постоянная крепь, величина нагрузок на которую определяется с учетом первой и второй стадий [66].

Для этого в большинстве случаев используется коэффициент α , учитывающий технологическую схему работ и величину отставания постоянной крепи от забоя ствола. Сегодня существует большое количество методик определения коэффициента α . Их комплексный анализ, а также новое решение для пород, склонных к пластическим деформациям, приведены в работах Т.В. Харисова [91,92]. В виде соответствующих графиков зависимостей они проиллюстрированы на рис. 1.19.

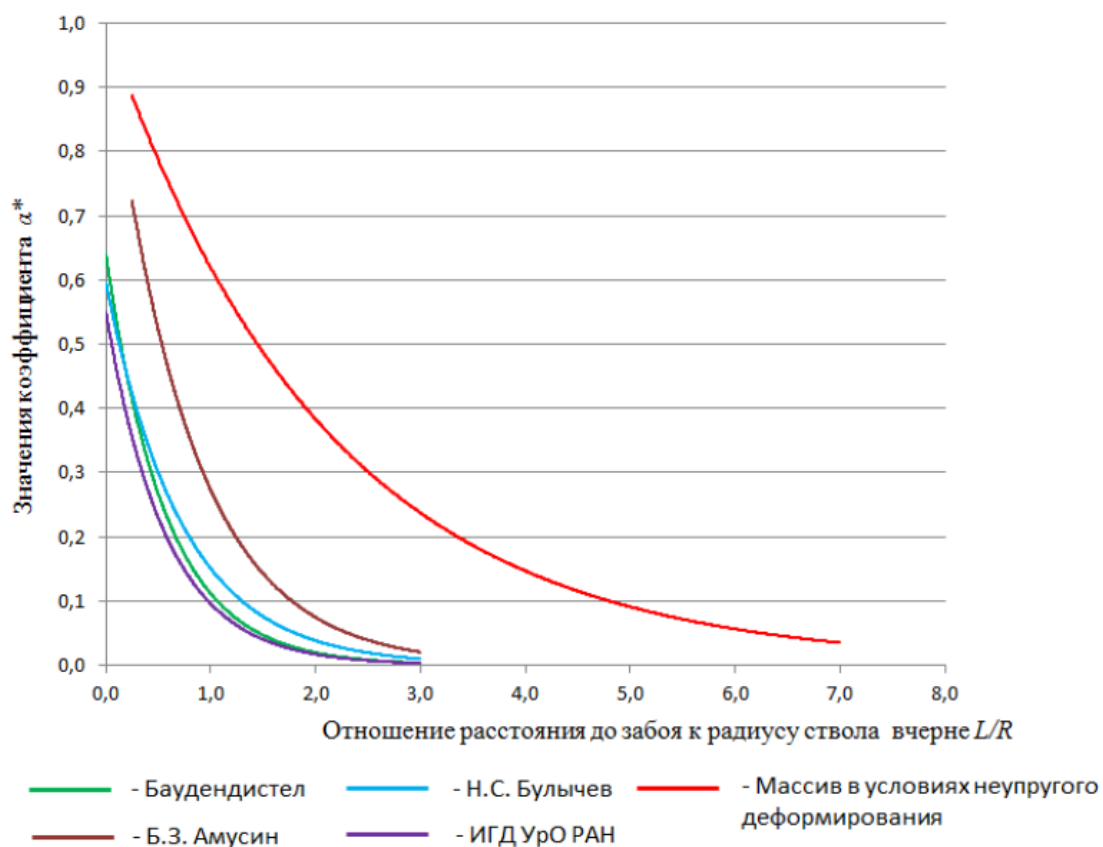


Рисунок 1.19 – Графики изменения коэффициента α

Общим недостатком использования этих методик, является то, что они не всегда позволяют получить корректные результаты. Так при совмещенной технологической схеме расчетные напряжения в крепи могут быть в 4-5 раз больше, чем при параллельной, что не подтверждается реальными измерениями в стволах. Не учитывается фактор времени, который напрямую обуславливает величину реализованных смещений (разгрузку массива) до возведения основной крепи.

Более корректные результаты можно получить при использовании выражений, учитывающих скорость проходки. Так, общеизвестной является формула:

$$\alpha_i = \exp\left(-0,3 \frac{V t_i}{r_0}\right), \quad (1.1)$$

где V – скорость подвигания забоя за цикл, м/сут;

r_0 – радиус ствола вчерне, м;

t_i – рассматриваемый период времени, сут.

Н.И. Кулагиным получено выражение для определения вертикальной нагрузки на временную крепь тоннеля в скальных грунтах следующего вида:

$$q_v = \gamma h_1 e^{-(\beta V)^\alpha}, \quad (1.2)$$

где h_1 - высота свода обрушения; V - скорость проходки, м/сут;

α, β - коэффициенты, учитывающие условия проходки [49].

Из выражений 1.1 и 1.2 следует, что увеличение скорости проходки оказывает положительное влияние на напряженно-деформированное состояние крепи, однако применительно к механизированной технологии проходки шахтных стволов это утверждение требует более глубокой научной проработки.

Дальнейший толчок к изучению взаимодействия системы «массив – технология – подземное сооружение» дало широкое развитие метода конечных элементов, реализуемого с помощью современных программных комплексов. Методология численного моделирования подземных сооружений рассмотрена в большом числе работ отечественных и зарубежных ученых и методической литературе [20,69,80,87,98,100,101,105,106,113,120]. Их комплексный анализ выполнен во многих диссертационных работах последнего времени [21,22,31,37,68].

Наиболее полный учет технологии работ возможен при поэтапном моделировании объекта на пространственных моделях в нелинейной постановке. Такой подход в настоящее время достаточно широко апробирован для транспортных тоннелей, сооружаемых щитовым способом.

При проектировании шахтных стволов в компании ОАО «Белгорхимпром» широко используется трехмерное моделирование при решении задач определения параметров крепи стволов [32]. Так на рис. 1.20 представлен фрагмент модели и эпюра продольных усилий в бетонной крепи ствола, сооружаемого по совмещенной технологической схеме.

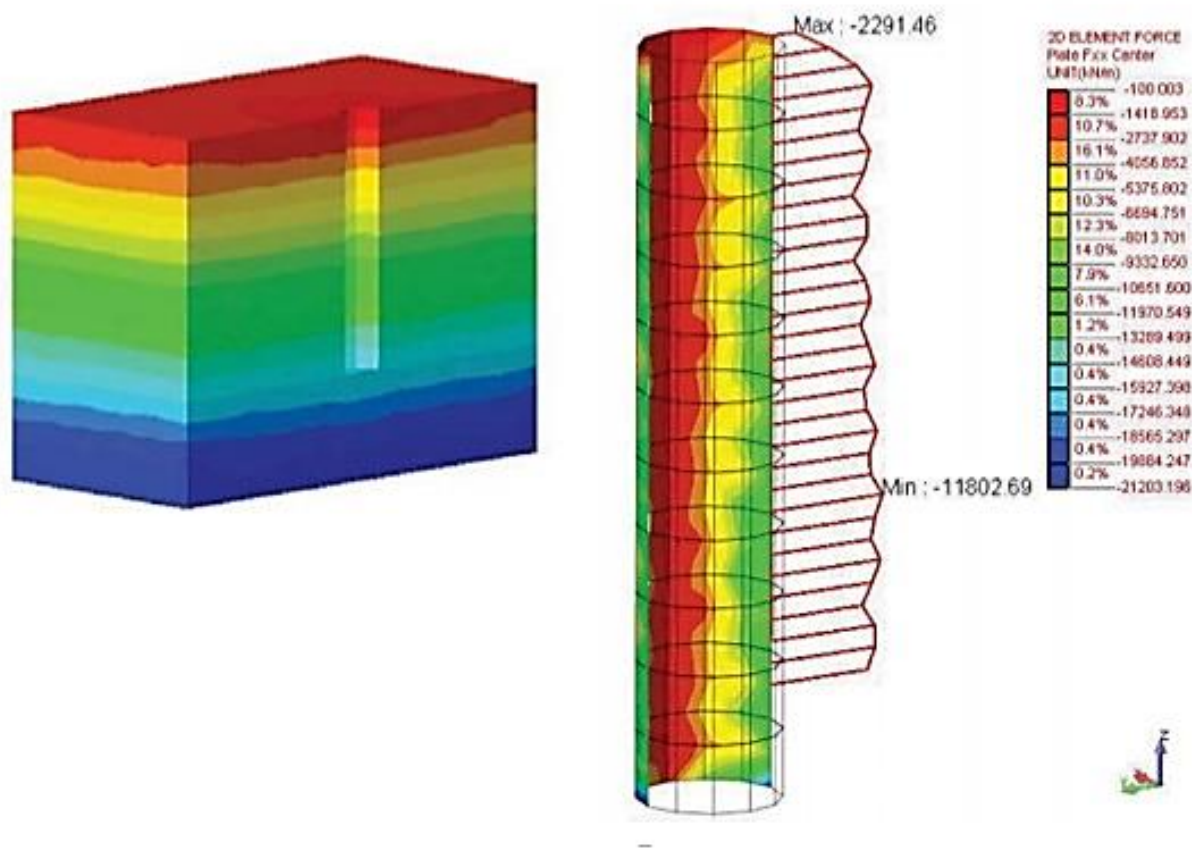


Рисунок 1.20 – Пространственная конечно-элементная модель и фрагмент ствола с эпюрой продольных усилий

Выполнялась поэтапное моделирование процесса проходки с величиной заходки 4 м и поэтапное введение в работу очередных колец крепи.

Рассматривая механизированную технологию проходки шахтных стволов, можно отметить, что в призабойной зоне ствола формируется динамическая система «механизированный комплекс – крепь – породный массив». Изучение этой системы возможно как по схеме взаимодействия, так и численными методами. Реализация этих подходов рассматривается в главах 3 и 4 настоящей диссертационной работы.

1.4 Цель и задачи диссертационного исследования

На основании проведенного анализа сформулированы цель и задачи диссертационного исследования.

Цель работы: обоснование рациональных параметров и эффективной области применения механизированной технологии строительства протяженных шахтных стволов в различных горнотехнических условиях.

Задачи исследования:

1. Определение организационно-технических параметров сооружения шахтных стволов механизированными комплексами.
2. Анализ напряженно-деформированного состояния системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в призабойной зоне ствола.
3. Численное моделирование системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в различных горнотехнических условиях.
4. Экспериментальные исследования деформаций крепи и массива в призабойной зоне ствола в период проходки.
5. Практическое применение результатов диссертационного исследования и разработка рекомендаций по проектированию механизированной технологии проходки шахтных стволов.

2 ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ СООРУЖЕНИЯ СТВОЛОВ МЕХАНИЗИРОВАННЫМ СПОСОБОМ

2.1 Анализ факторов, влияющих на скорость проходки протяженных шахтных стволов

В рамках, поставленных в диссертации цели и задач исследования, рассмотрим организационно-технические параметры сооружения стволов.

В первой главе показано, что неотъемлемыми критериями эффективности внедрения механизированных стволопроходческих комплексов является увеличение скоростей проходки и производительности работ. Эти показатели зависят от большого количества факторов, которые можно разделить на 4 основных группы (рис. 2.1).

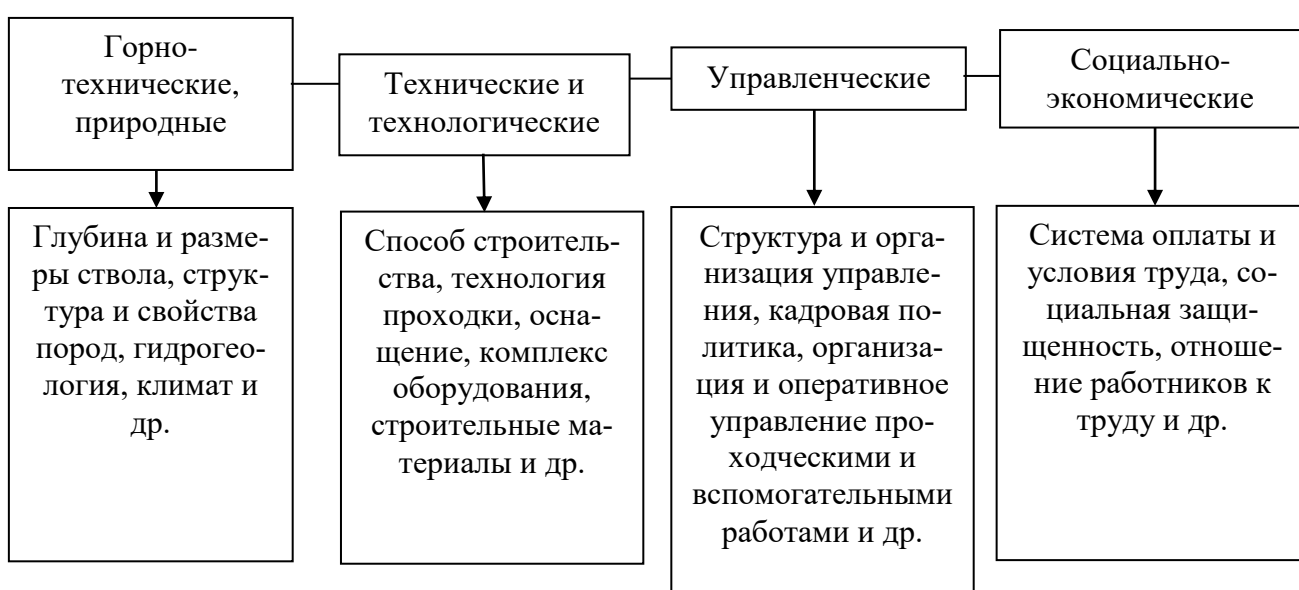


Рисунок 2.1 – Факторы, влияющие на технико-экономические показатели сооружения стволов

Управленческие и социально-экономические факторы не являются предметом настоящего исследования, поэтому более подробно далее анализируются технические и технологические аспекты проходки стволов в конкретных горно-геологических и природных условиях.

Сооружение шахтных стволов осуществляется в первом основном периоде строительства горного предприятия. Этот период можно представить в виде совокупности строительных потоков, выполняемых в строго определенной последовательности согласно разработанному календарному или сетевому графику работ [55].

Продолжительность строительства отдельного ствола складывается из следующих производственных этапов:

$$T_{ic}=t_{i1}+ t_{i2}+ t_{i3}+ t_{i4}+ t_{i5}, \quad (2.1)$$

где t_{i1} – продолжительность оснащения i -го ствола;

t_{i2} – продолжительность проходки ствола;

t_{i3} – продолжительность проведения сопряжений и камер со стволом;

t_{i4} – продолжительность армирования стволов, с переоснащением;

t_{i5} – продолжительность переоборудования ствола для проведения горизонтальных и наклонных выработок (на второй период строительства).

Средняя скорость строительства вертикальных стволов V определяется отношением полной глубины ствола H_c к суммарной продолжительности времени T_c , затрачиваемого на все виды работ. Скорость проходки ствола может быть представлена в виде

$$V_{пр}=H_c/t_2 \quad (2.2)$$

На основе обобщения результатов анализа, выполненного в первой главе, и статистики по проходкам стволов за период с 1958 г. по настоящее время с учетом данных приведенных в работе [55] получены данные по средней продолжительности отдельных производственных этапов (табл. 2.1). При этом не учитывались длительные технологические простои, связанные с авариями, сбоями в финансировании работ и другими форс-мажорными ситуациями. 1958 год принят в качестве базового по причине широкого внедрения в это время эффективных параллельных технологических схем и высокопроизводительного проходческого оборудования. Всего использованы данные по 234 шахтным стволам.

Таблица 2.1 – Расчет длительности этапов сооружения шахтных стволов

Глубина ствола, м	Продолжительность выполнения отдельных этапов, мес., %					$V_{пр}$, м/мес.	T_c , мес.	V , м/мес.
	t_1	t_2	t_3	t_4	t_5			
от 300 до 500	13	15,7	3,5	3,3	3,8	26,5	39,3	10,6
	33	40	8,9	8,4	9,7			
от 501 до 700	13	18,1	4,3	4,5	5,4	33,1	45,3	13,2
	28,7	40,0	9,5	9,9	11,9			
от 701 до 900	14,5	19,8	4,3	5,6	7,2	40	51,4	15,4
	28,2	38,5	8,4	10,9	14			
от 901 до 1100	17,5	23,8	7,6	6	7,4	41,7	62,3	15,9
	28,1	38,2	12,2	9,6	11,9			
1100 - 1150	26,4	31,6	8,1	11,6	9,9	39,89	89,6	14,3
	29,14	39,38	8,25	12,21	11,02			
Средние данные	16,68	23,8	5,49	6,18	6,71	36,7	57,14	14,7

Анализ полученных данных показывает, что глубина вертикальной выработки во многом определяет фактические скорости и сроки проходки стволов. Эта взаимосвязь проиллюстрирована на рисунке 2.2, где приведены графики изменения глубины стволов и средней скорости проходки за период с 1958 г. по настоящее время. Объективные данные получены до 2014 года включительно. Все проанализированные стволы проходились по буровзрывной технологии, которая из-за невозможности совмещения во времени непосредственно буровзрывных работ и уборки породы с ростом глубин становится все более не эффективной. Тенденция к увеличению протяженности стволов сохранится и в дальнейшем, что подтверждает необходимость поиска новых технических и технологических решений. Они могут реализовываться как в рамках буровзрывной технологии, так и при переходе на механизированный способ разработки забоя.

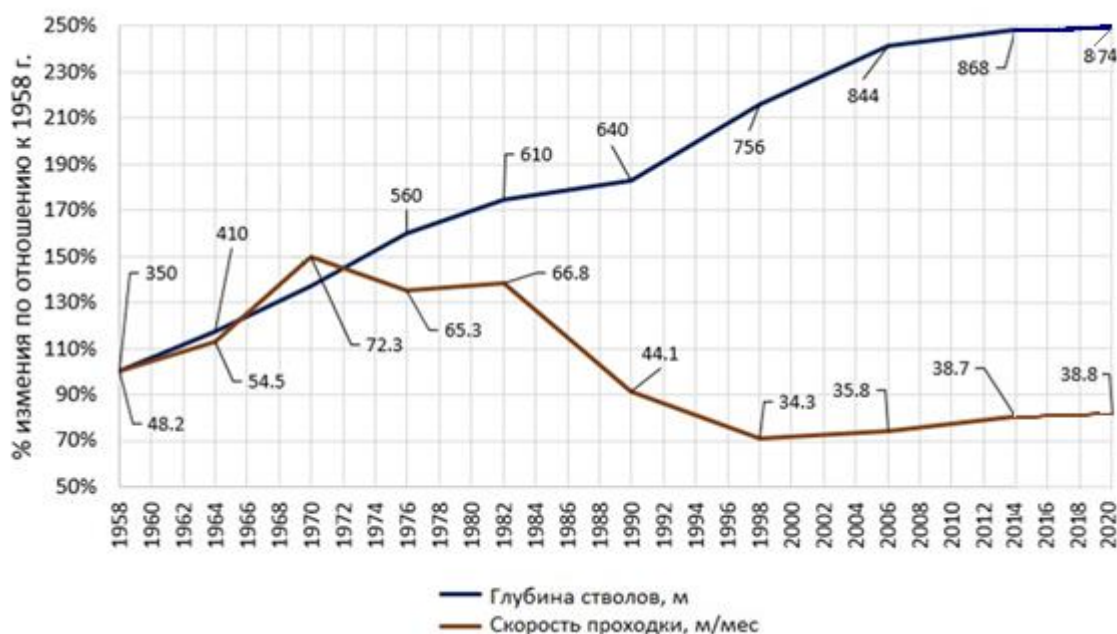


Рисунок 2.2 – Параметры проходки стволов за период 1958 – 2014 гг.

2.2 Анализ организационно-технологических параметров реализации совмещенного метода строительства шахтных стволов при буровзрывной технологии

При буровзрывной технологии основным подходом к решению проблемы является применение технических и технологических решений, обеспечивающих максимальное совмещение отдельных производственных этапов во времени. В виде упрощенного календарного графика этот подход проиллюстрирован на рисунке 2.3.

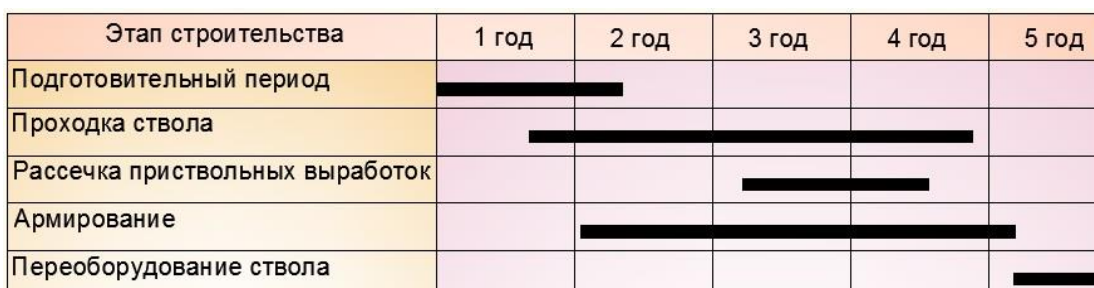


Рисунок 2.3 – Календарный график сооружения ствола с максимальным совмещением производственных этапов

К основным элементам строительных геотехнологий, обеспечивающих совмещение этапов относятся:

1. Схема оснащения стволов с использованием башенного металлического копра и постоянных подъемных машин с надвижкой копра в проектное положение.
2. Параллельная схема проходки ствола с одновременным армированием.
3. Сооружение приствольных выработок одновременно с проходкой ствола по совмещенной схеме.
4. Снижение объемов работ по переоборудованию ствола за счет увеличения доли использования постоянного оборудования и конструкций.
5. Увеличение энерговооруженности работ $q_э$ (суммарная мощность оборудования, приведенная к 1 м^2 площади ствола, кВт/м²); подъемовооруженности q_n (вместимость средств подъема по отношению к площади ствола, м³/м²); интенсивности проходческого цикла $K_{\text{инт}}$ (соотношение между временем производительной работы $t_{\text{п}}$ и суммой величины $t_{\text{п}}$ и времени организационных потерь $t_{\text{п.в}}$) [55]. На рис. 2.4 представлены графики зависимости скорости проходки стволов от этих параметров.

Полученные результаты показывают, что увеличение технической оснащенности строительства позволяет повысить скорости проходки, а также обеспечить пропорциональный рост производительности труда в 1,5 - 2,0 раза. Вместе с тем этот эффект имеет ограниченное действие. Параметры $q_э$ и q_n при достижении скоростей проходки свыше 150 м/мес. перестают играть заметную роль, дальнейшее увеличение подъемовооруженности сдерживается возможностями ствольного подъема и ограниченными размерами поперечного сечения выработки, а рост энерговооруженности к усложнению и удорожанию оснащения ствола и повышению эксплуатационных расходов.

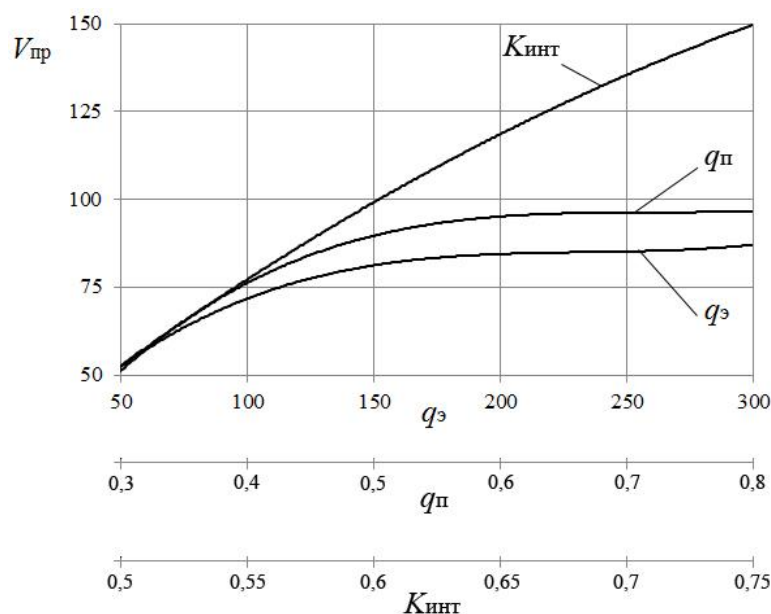


Рисунок 2.4 – Зависимость скорости проходки стволов, м/мес. от различных факторов

Коэффициент $K_{инт}$ определяется эффективностью организации проходческого процесса в рамках выбранной технологической схемы проходки. При совмещенной схеме примером успешного строительства является скоростное прохождение ствола шахты «Обуховская №1» с максимальными месячными темпами проходки 233,7 м/мес. Коэффициент интенсивности составил $K_{инт} = 0,82$. Рекордные показатели проходки – 401,3 м/мес. при максимальных значениях коэффициента $K_{инт} = 0,88$, достигнуты при сооружении вентиляционного ствола 17-17 бис «Кировская» по параллельно-щитовой технологической схеме.

В то же время необходимо подчеркнуть, что достигнутые показатели не были стабильными, во время проходки наблюдались существенные колебания скорости, производительности и других параметров эффективности горнопроходческих работ.

Дальнейшее увеличение коэффициента $K_{инт}$ сдерживается ростом глубин вертикальных стволов, невозможностью совмещения во времени буровзрывных работ и уборки породы и повышением опасности проходческих работ.

Выполним более детальный анализ эффективности реализации описанных выше строительных геотехнологий на примере сооружения сверхглубоких стволов ВС-10 и СКС-1 рудника Скалистый глубиной около 2050 м.

Максимальное совмещение этапов обеспечено при проходке вентиляционного ствола. Использована постоянная схема оснащения с башенным копром и подъемными машинами, оставляемыми на период эксплуатации.

Проходка ствола осуществлялась по схеме с одновременным армированием. Проходческий цикл включает в себя следующие этапы:

1. Бурение шпуров и взрывные работы.
2. Уборка породы.
3. Возведение временной крепи (анкера, сетка и набрызгбетон) в забое ствола.
4. Возведение монолитной бетонной крепи толщиной 40 - 60 см с нижней секции полка с отставанием от забоя 15 - 20 м. Высота заходки по креплению – 4,2 м.
5. Установка элементов жесткой армировки с верхней секции полка.
6. Перемещение секций полка по стволу на новую заходку.

Увеличение интенсивности производственного процесса, энерговооруженности и подъемовооруженности проходки обеспечивается:

- применением бурильной установки с шестью бурильными машинами;
- использованием грейфера вместимостью 1,2 м³;
- одновременной работой трех бадей вместимостью 5 и 7 м³;
- применением шагающего полка массой около 200 т. Перемещение полка на новую заходку осуществляется в следующей последовательности. Сначала на полковых лебедках спускается верхняя секция полка и раскрепляется в стволе с помощью ригелей, установленных на 7-м (верхнем) этаже полка. Далее спускается нижняя секция и также раскрепляется в стволе. С ее помощью ведутся все работы по проходке ствола и креплению. Верхняя сек-

ция позволяет параллельно выполнять монтаж элементов армировки и наращивание проходческих коммуникаций.

Анализ фактических технико-экономических показателей проходки выявил следующее. Полное совмещение производственных этапов во времени технологически невозможно. Технологическая схема с одновременным армированием не исключает необходимости последующего доармирования ствола и длительного этапа переоснащения. При ее применении также увеличилась продолжительность проходческого цикла до 3 - 4 суток, темпы работ изменялись в диапазоне от 20 до 60 м/мес. Доля полезного времени цикла уменьшилась из-за дополнительных потерь времени на перемещение шагающего полка, спуск элементов армировки, установку временной анкерной крепи.

Возможности по дальнейшему развитию совмещенного метода сооружения вертикальных стволов практически исчерпаны, так как они неизбежно приведут к увеличению негативного влияния на безопасность труда проходчиков комплекса опасных и вредных факторов, обусловленных необходимостью выполнения проходческими звеньями разноплановых операций, одновременными работами в стволе на разных высотных отметках, запредельной загрузкой проходческого подъема и др.

2.3 Основные положения концепции скоростной проходки ствола механизированными комплексами

С учетом представленных выше выводов в качестве основной методологической предпосылки настоящего исследования предлагается механизированная технология проходки шахтных стволов с вариативными, технико-экономически обоснованными скоростями, которая реализуется в рамках точной организации строительства всего комплекса шахтных стволов.

Концепция поточного строительства комплекса шахтных стволов заключается в последовательном, непрерывном и ритмичном выполнении от-

дельных производственных этапов с максимально эффективным использованием материальных и трудовых ресурсов. Каждый производственный этап включает в себя набор повторяемых строительных процессов, расчленяемых на отдельные составные части и операции. Их выполнение обеспечивается отдельными специализированными проходческими звеньями. Звенья равномерно перемещаются по строительной площадке, по протяженности ствола, между стволами (при необходимости) и во времени, последовательно выполняя горнопроходческие операции в строгом соответствии с графиком работ.

К основным стадиям проектирования поточного метода сооружения комплекса стволов относятся:

Стадия 1. Анализ горно-геологических данных и проектно-сметной документации по строящемуся объекту и объектам-аналогам.

Стадия 2. Обоснование способа строительства и технологии работ. Выбор проходческого комплекса, схемы оснащения ствола к проходке.

Стадия 3. Определение объемов работ, потребности строительства в материалах, ресурсах, машинах и механизмах, а также трудовых ресурсов.

Стадия 4. Выбор оптимального по критерию времени варианта очередности выполнения производственных этапов на объектах капитального строительства.

Стадия 5. Расчет вариантов поточной организации строительства ствола, базирующихся на принятых технологических схемах оснащения, проходки устья и технологического отхода, протяженной части ствола, рассечки приствольных выработок, армирования и переоснащения ствола.

Стадия 6. Расчет детерминированной продолжительности строительства, установление технико-экономически обоснованных скоростей горнопроходческих работ. Построение графиков строительства, движения рабочих, машин и механизмов.

В соответствии с современными подходами [61] определение параметров поточной организации работ осуществляется аналитическим способом в матричной форме. Исходные данные представляют собой комплекс произ-

водственных этапов, выполняемых последовательно или параллельно по объектам капитального строительства.

После формирования матрицы (рис. 2.5) могут рассчитываться несколько способов производства работ:

1. Метод с непрерывным использованием ресурсов – предусматривает отсутствие простоев всех ресурсов и обеспечивает нулевое растяжение ресурсных связей при максимальном растяжении фронтальных связей между работами.

Объект	Производственные этапы				
	1. Подготовительный период	2. Проходка протяженной части ствола	3. Рассечка приствольных выработок	4. Армирование	5. Переоснащение ствола
1. Главный ствол	t_{11}	...			
2. Вспомогательный ствол			
3. Вентиляционный ствол					t_{35}

Рис. 2.5 – Пример матрицы организации поточного производства комплекса вертикальных стволов горного предприятия

2. Метод с непрерывным освоением частных фронтов – предусматривает непрерывность строительных работ на каждом объекте и обеспечивает нулевое растяжение фронтальных связей при максимальном растяжении ресурсных связей между работами.

3. Метод с критическими работами – предусматривает на основе анализа ресурсных и фронтальных связей выявление критических работ, не имеющих временного резерва. Обеспечивает непрерывное выполнение критических работ, что гарантирует минимальную общую продолжительность работ по сравнению с другими методами [5,47].

С позиций достижения максимальных технико-экономических показателей сооружения шахтных стволов большой протяженности наиболее эф-

фективным является метод с критическими работами, обеспечивающий минимальную продолжительность строительства.

По этому методу расчет потока направлен на определение ранних и поздних сроков выполнения горнопроходческих работ. Это позволяет выявить критические работы без резервов времени.

Раннее начало горнопроходческих работ T_{ij}^{pn} первого производственного этапа принимается равным нулю. В остальных случаях оно принимается равным максимальному сроку окончания предшествующих горнопроходческих работ, определенных на основе учета прямых конечно-начальных ресурсных и фронтальных связей. Ранние сроки окончания работ T_{ij}^{po} получают путем суммирования T_{ij}^{po} и продолжительности горнопроходческой работы t_{ij} :

$$T_{ij}^{pn} = \max \text{ из } T_{i(j-1)}^{po}; T_{(i-1)j}^{po}; \quad (2.3)$$

$$T_{ij}^{po} = T_{ij}^{pn} + t_{ij}. \quad (2.4)$$

Аналогичным образом находятся поздние сроки окончания горнопроходческих работ T_{ij}^{pn} . Далее определяется поздний срок ее начала T_{ij}^{po} путем вычитания из позднего срока окончания продолжительности работы t_{ij} . Поздний срок окончания крайней горнопроходческой работы последнего производственного этапа t_{mn} равен раннему сроку ее окончания, так как она всегда критическая:

$$T_{ij}^{po} = \min \text{ из } T_{i(j+1)}^{pn}; T_{i(j+1)}^{pn}; T_{ij}^{pn} = T_{ij}^{po} - t_{ij}; T_{mn}^{po} = T_{mn}^{pn}; \quad (2.5)$$

Критические работы определяются как работы, у которых ранние и поздние сроки выполнения совпадают.

При строительстве шахты или рудника со вскрытием полезного ископаемого комплексом глубоких вертикальных стволов критическим этапом является проходка вспомогательного ствола. Его реализация позволяет незамедлительно перейти ко второму основному периоду строительства горного предприятия при параллельной допроходке остальных стволов.

При проходке ствола механизированным комплексом основной критической работой является разработка забоя ствола. Техничко-экономические показатели проходки могут быть определены по следующему алгоритму.

1. Определяется фактическая производительность проходческого комплекса на характерном участке ствола. При применении стволопроходческой машины с исполнительным органом избирательного действия разработка сечения забоя производится барабанной фрезой, которая заглубляется в породу на глубину до 200 мм. Разработка породы производится вращательными движениями от центра забоя ствола к контуру сечения. В этом случае теоретическая производительность машины может быть определена по формуле:

$$Q_i = 3600n \cdot S_k \cdot \omega \cdot R, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.6)$$

где n – количество коронок в работе, шт.;

S_k – площадь контакта коронки с породным массивом, м^2 ;

ω – угловая скорость перемещения барабанной фрезы относительно центральной оси ствола, рад/с.

R – расстояние от центральной вертикальной оси ствола до геометрического центра пятна контакта барабанной фрезы и породного массива, м;

2. Определяется техническая скорость проходки ствола на участке:

$$V_{Ti} = \frac{24Q(k_k + k_T)}{S_{вч}}, \text{ м/сут} \quad (2.7)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения ствола вчерне, м^2 ;

k_k – коэффициент конструктивной эффективности стволопроходческого комплекса:

$$k_k = \frac{T_{p.з}}{(T_{p.з} + T_{пер} + T_p)}, \quad (2.8)$$

здесь $T_{p.з}$ – чистое время на разработку забоя с заданной технической производительностью в общей продолжительности проходческого цикла, ч;

$T_{пер}$ – несовмещенное с временем $T_{p.з}$ время на перемещение стволопроходческого комплекса на новую заходку, ч;

T_p – несовмещенное время на выполнение плановых и непредвиденных ремонтных работ, приведенное к одному проходческому циклу, ч;

k_T – коэффициент эффективности технологической схемы проходки ствола:

$$k_T = \frac{T_{p.з}}{(T_{p.з} + T_{п} + T_{кр} + T_{всп})}, \quad (2.9)$$

здесь $T_{кр}$ – несовмещенное время на уборку и подъем породы на поверхность, ч;

$T_{кр}$ – несовмещенное время на возведение постоянной крепи, ч;

$T_{всп}$ – несовмещенное время на выполнение вспомогательных процессов, ч.

3. Производится сравнительный анализ эффективности механизированной технологии проходки по протяженности ствола. В конкретных горно-геологических условиях техническая скорость проходки ствола принятым механизированным комплексом будет зависеть от коэффициента k_T . При сравнении нескольких технологических схем целесообразно построение графиков изменения скоростей проходки на участках ствола в различных породах. Примеры графиков для ствола диаметром в черне 8,0 м представлены на рисунке 2.5.

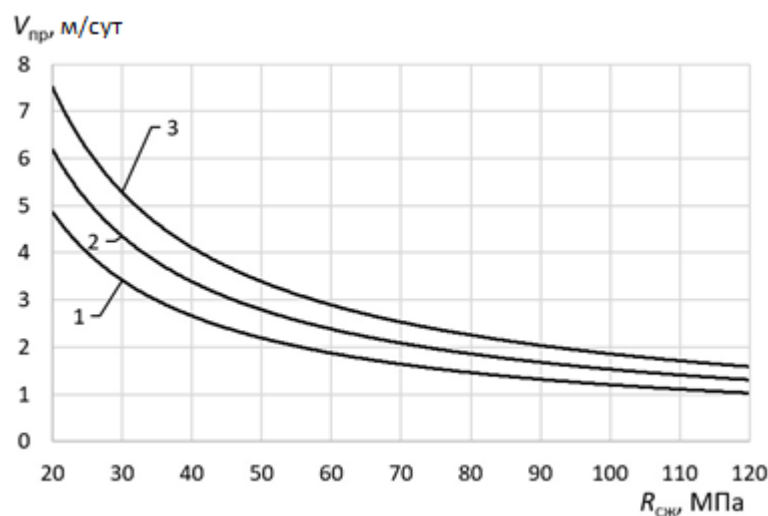


Рисунок 2.5 – Технические скорости проходки ствола в породах различной прочности при значениях коэффициента k_T :

1 – 0,2; 2 – 0,5; 3 – 0,8

4. Определяется продолжительность проходки ствола, как суммарное время проходки отдельных участков ствола в различных горно-геологических условиях с установленными техническими скоростями:

$$t_{\text{пр}} = \sum_{i=1}^n \frac{h_i}{V_{Ti}}, \quad (2.10)$$

где h_i – протяженность участка в конкретных горно-геологических условиях, м, при проходке которого обеспечивается техническая скорость V_{Ti} , м/мес.

В качестве критериев эффективности механизированной технологии проходки могут рассматриваться условия

$$t_{\text{пр}} \leq t_D ; V_{Ti} \geq V_N, \quad (2.11)$$

где t_D – директивная продолжительность проходки ствола;

V_N – нормативная техническая скорость проходки ствола по СП 69.13330.2016. Составляет 55 м/мес., при этом проходке стволов в породах прочностью свыше 10 МПа допускается ее уменьшение до 25%.

Сравнительные расчеты для шахтных стволов диаметром в свету 6 - 8 м, закрепленных монолитной бетонной крепью, по приведенным строительно-эксплуатационным расходам показывают, что в случае соблюдения условий (2.11) механизированная технология будет эффективней, чем буровзрывная в диапазоне глубин стволов свыше 500 м.

При невыполнении условия $V_{Ti} \geq V_N$ на отдельных участках ствола, целесообразно проведение дополнительного технико-экономического сравнения механизированной и буровзрывной технологий. Ориентировочная область эффективного применения механизированной технологии в зависимости от глубины ствола и процентной доли протяженности участков ΔV по отношению к общей протяженности ствола, где $V_{Ti} < V_N$, показана на рис. 2.6.

5. Разрабатывается окончательный график строительства вертикального ствола. При его построении целесообразно заложить оптимизационный запас времени на проходку ствола:

$$t_{\text{рез}} = t_D - t_{\text{мин}}, \quad (2.12)$$

t_{\min} – минимально возможная при принятых проектных решениях продолжительность проходки ствола;

t_D – директивная продолжительность проходки ствола [36].

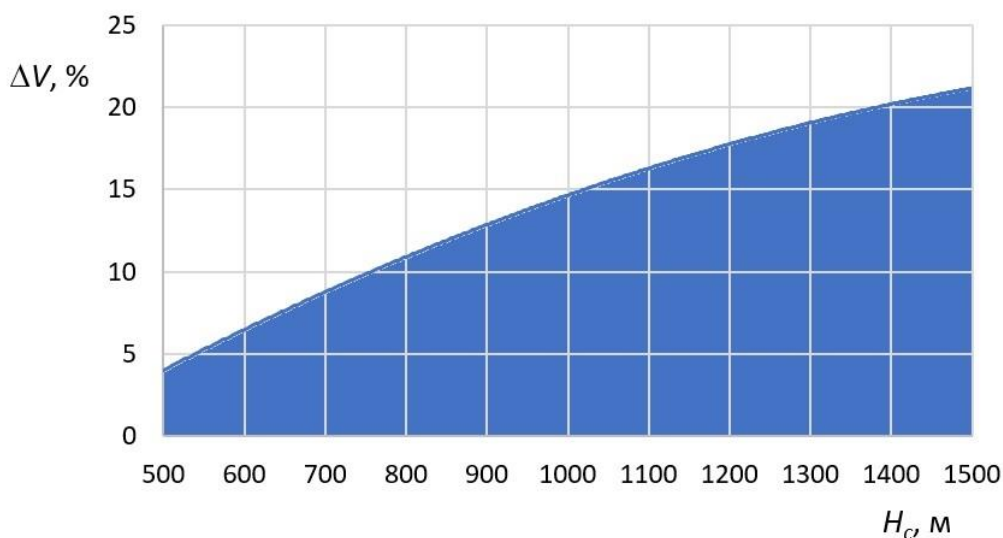


Рисунок 2.6 – Область эффективного применения механизированной технологии при несоблюдении условия $V_{Ti} \geq V_N$ на отдельных участках ствола

Пример практической реализации предложенной концепции проходки шахтных стволов механизированными комплексами рассмотрен в 5 главе диссертационной работы.

2.4 Выводы по главе 2

1. Выполнен статистический анализ опыта строительства 234 шахтных стволов, который показал, что увеличение глубин выработок негативно влияет на фактические скорости и сроки проходки и вызывает необходимость поиска новых подходов по достижению высоких технико-экономических показателей строительства.

2. Возможности по дальнейшему развитию буровзрывной технологии практически исчерпаны. Даже при применении технологической схемы с одновременным армированием не исключается необходимость последующего доармирования ствола и длительного этапа переоснащения. При применении

схемы увеличивается продолжительность проходческого цикла до 3 - 4 суток, доля полезного времени цикла уменьшается из-за дополнительных потерь времени на перемещение полка, спуск элементов армировки и установку временной крепи.

3. Предложена концепция механизированной технологии проходки шахтных стволов с вариативными, технико-экономически обоснованными скоростями, реализуемая в рамках поточной организации строительства комплекса стволов. Рассмотрены основные стадии проектирования поточного метода.

4. Разработан алгоритм определения оптимальной скорости механизированной проходки ствола в различных горнотехнических условиях, учитывающий параметры эффективности технологической схемы проходки и механизированного комплекса.

5. Сформулированы критерии эффективности механизированной технологии с учетом директивных и нормативных технических скоростей проходки ствола и определена рациональная область применения механизированной технологии проходки в стволах глубиной 500 – 1500 м и более.

3 АНАЛИЗ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ «МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС – КРЕПЬ – ПОРОДНЫЙ МАССИВ» В ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЕ СТВОЛА

3.1 Обоснование расчетной схемы

Аналитический метод расчёта крепи стволов основан на исследовании в рамках плоской задачи сложного взаимодействия крепи и окружающего породного массива, в результате которого формируется статическое равновесие с определенными значениями напряжений и деформаций. Их величины существенно зависят от сопротивления крепи, величины ее отставания от забоя, параметров технологии работ и ряда других факторов [6-18].

Технологическая схема проходки ствола увязывает в пространстве и времени основные технические решения и технологию их реализации с целью обеспечения максимальных технико-экономических показателей горно-проходческих работ. К основным критериям эффективности технологической схемы можно отнести не только скорость проходки, производительность труда проходчиков, себестоимость сооружения 1 м ствола и т.п., но и такие геотехнологические параметры как устойчивость породного массива вокруг ствола, запас несущей способности крепи, долговечность конструкций, геометрическая точность их сооружения (монтажа), близкий к нулевому объем остаточного водопритока в ствол, и др. Техничко-экономические и геотехнологические параметры находятся в тесной взаимосвязи и во многом определяются особенностями взаимодействия рассматриваемой системы в призабойной зоне ствола.

Переходя от технологической схемы к расчетной, определим конкретные параметры взаимодействия системы, требующие комплексного анализа с учетом поставленной цели и задач диссертационного исследования:

1. Прочностные и деформационные характеристики постоянной крепи.

2. Прочностные и деформационные характеристики окружающего породного массива.

3. Интенсивность воздействия механизированного комплекса на породный массив и крепь ствола.

4. Скорость проходки ствола.

5. Отставание постоянной крепи от забоя.

6. Параметры временной крепи (при наличии) и интенсивность ее влияния на напряженно-деформированное состояние породного массива и основной крепи.

Обобщенная расчетная схема взаимодействия системы в призабойной зоне ствола при проходке ствола по совмещенной технической схеме приведена на рис. 3.1 и предполагает рассмотрение следующих основных фаз взаимодействия.

В фазе 1 производится разработка забоя ствола механизированным комплексом. Породные стенки ствола на данном участке при их достаточной устойчивости не закреплены и свободно деформируются.

В фазе 2 домкратная система комплекса обеспечивает устойчивость комплекса и передает на породные стенки давление P_d , ограничивающее дальнейшую разгрузку породного массива. Таким образом, она кратковременно выполняет функцию активной временной крепи.

В третьей фазе возводится и вступает в работу путем восприятия горного давления P крепь ствола. При применении сборной крепи прочностные и деформационные характеристики колец 3 - 6 можно принять одинаковыми. В случае крепления ствола монолитным бетоном параметры крепи определяются фактическим возрастом бетона, скоростью его твердения и возрастают от 3 к 6 кольцу.

Расположенная выше протяженная часть ствола представляет собой стабилизировавшийся породный массив, закрепленный крепью с проектными параметрами вне зоны влияния забоя и проходческого комплекса.

Расчетная схема взаимодействия системы при параллельной схеме про-

ходки подробно рассматривается в п. 3.4.

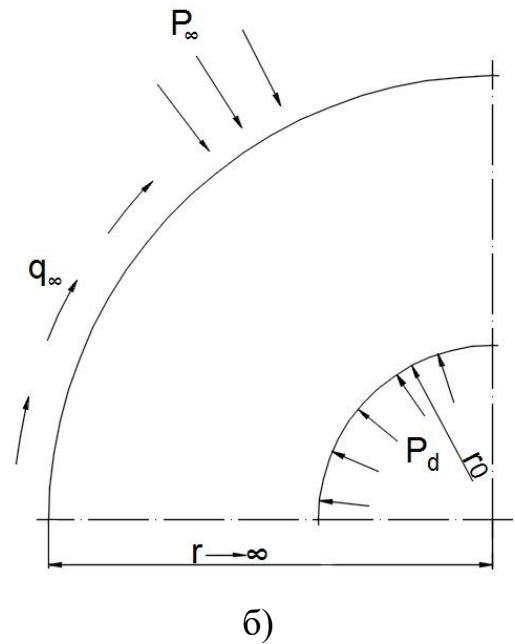
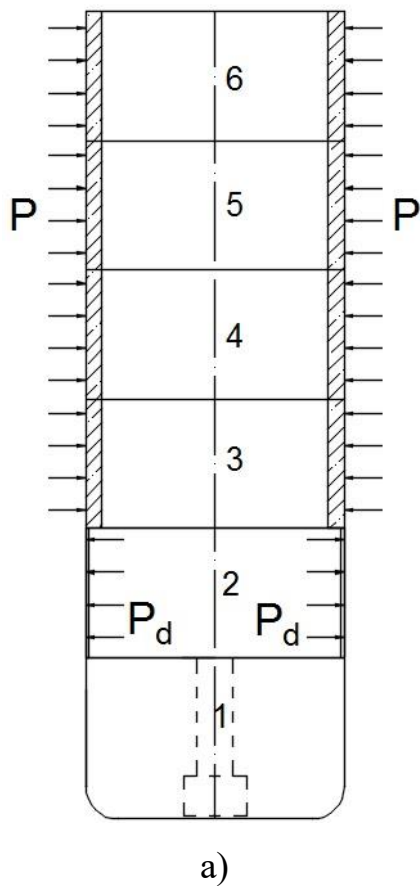


Рисунок 3.1 – Расчетная схема взаимодействия системы при совмещенной схеме проходки:

а – разрез; б – сечение (фаза 2)

Взаимная увязка и учет влияния фаз друг на друга в соответствии с классическими представлениями механики подземных сооружений возможен с помощью корректирующего коэффициента к величине горизонтальных напряжений в породном массиве α^* . Исходными данными для расчета в неравно-компонентном поле начальных напряжений являются:

N_1 и N_2 – расчетные главные напряжения нетронутого массива, действующие в горизонтальной плоскости;

E , E_1 , G_1 , G_2 , μ , μ_1 – соответственно модули деформации, сдвига и коэффициенты Пуассона пород и крепи;

γ – объемный вес пород;

λ – коэффициент бокового распора пород;

r_0 , r_1 – внешний и внутренний радиусы поперечного сечения крепи;

H – глубина расчетного участка ствола.

Рассмотрим далее основные расчетные случаи взаимодействия системы при реализации совмещенной и параллельной технологических схем проходки стволов.

3.2 Взаимодействие системы при проходке ствола по совмещенной технологической схеме в устойчивых однородных породах

В качестве первого расчетного случая изучим взаимодействие системы при проходке ствола по совмещенной технологической схеме в однородных устойчивых породах с креплением ствола блочной (тубинговой) крепью. Временная крепь отсутствует.

Выражение для определения коэффициента α^* в рамках рассматриваемой задачи удобно представить в виде

$$\alpha^* = 1 - \frac{u_t}{u_\infty}, \quad (3.1)$$

где u_t – смещения незакрепленного контура выработки за период времени t , прошедшего от разработки забоя до вступления крепи в работу в рассматриваемом поперечном сечении ствола;

u_∞ – полные смещения незакрепленной выработки.

Смещения u_∞ незакрепленной выработки при рассмотрении упругой задачи могут быть определены по известной формуле Н.С. Булычева [17]

$$u_t = \frac{r_0}{2G} \lambda \gamma H. \quad (3.2)$$

Для определения смещений u_t на основе анализа первой и второй фаз взаимодействия системы получено выражение вида:

$$u_t = \frac{r_0}{2G} \left((1 - \alpha_1) \lambda \gamma H + (\alpha_1 - \alpha_2) (\lambda \gamma H - P_d) \right), \quad (3.3)$$

где α_i – корректирующие коэффициенты, определяемые для рассматриваемых фаз взаимодействия

$$\alpha_i = \exp \left(-0,3 \frac{V t_i}{r_0} \right), \quad (3.4)$$

где V – скорость разработки забоя ствола, м/сут;

t_i – рассматриваемый период времени, сут.

При рассмотрении системы с применением жесткой сборной крепи по методике [74] нагрузки на крепь (напряжения на контакте крепи с породами) определяются по формулам:

$$\left. \begin{aligned} P &= P_0 + P_2 \cos 2\theta; \\ q &= q_2 \sin 2\theta, \end{aligned} \right\}, \quad (3.5)$$

где P – радиальные напряжения (нагрузки);

q – касательные напряжения;

θ – полярный угол, отсчитываемый в горизонтальной плоскости от направления наибольших напряжений N_1 ;

$$\left. \begin{aligned} P_0 &= \alpha^* N_1 \frac{1+\xi}{2} (1 - k_0^*); \\ P_2 &= \alpha^* N_1 \frac{1+\xi}{2} (1 - k_{11}^* + k_{12}^*); \\ q_2 &= \alpha^* N_1 \frac{1+\xi}{2} (-1 - k_{21}^* + k_{22}^*) \end{aligned} \right\} \quad (3.6)$$

$$\xi = \frac{N_2}{N_1}; \quad (3.7)$$

k_0^* ; k_{11}^* ; k_{12}^* ; k_{21}^* ; k_{22}^* – коэффициенты передачи дополнительных (сняемых) напряжений, определяемые по формулам:

$$k_0^* = \frac{\chi^1 + 1}{c_1^2 (\chi^1 - 1) + 2 + 2(c_1^2 - 1) \frac{G_1}{G_2}}; \quad (3.8)$$

$$\left. \begin{aligned} k_{11}^* &= \frac{1}{B'} (\delta_1 b_3' - \delta_2 b_3) \\ k_{12}^* &= \frac{1}{B'} (\delta_2 b_4' - \delta_1 b_4) \\ k_{21}^* &= \frac{1}{B'} (\gamma_1 b_3' - \gamma_2 b_3) \\ k_{22}^* &= \frac{1}{B'} (\gamma_2 b_4' - \gamma_1 b_4) \end{aligned} \right\}, \quad (3.9)$$

где

$$\begin{aligned}
B' &= \gamma_2 \delta_1 - \gamma_1 \delta_2; \quad \delta_1 = b_2 - \chi''; \quad \delta_2 = b_2' - \chi''; \quad \gamma_1 = b_1 + \chi''; \\
\gamma_3 &= b_1' - \chi''; \quad b_1 = c_1^4(3 + c_1^2) - D_1; \quad b_2 = c_1^4(3 - c_1^2) + D_1; \\
b_3 &= c_1^2(3c_1^2 + 1); \quad b_1 = c_1^2(3c_1^2 - 1); \quad b_2 = 2c_1^4 + c_1^2 + 1 + D_1; \\
b_2' &= c_1^2 + 1 + D_1; \quad b_3' = c_1^2(c_1^2 + 1) + 2; \quad b_4' = c_1^2(c_1^2 + 1); \\
c_1 &= \frac{R_1}{R_0}; \quad \chi_1 = 3 - 4\mu_1; \quad D_1 = \frac{(c_1^2 - 1)^3}{\chi_1 + 1}; \quad \chi'' = \frac{E_1 1 + \mu}{E 1 + \mu} D_1.
\end{aligned}$$

Далее определяются нормальные тангенциальные напряжения на внутреннем и внешнем контурах крепи по формулам:

$$\left. \begin{aligned}
\sigma_{\theta}^{BH} &= n_p P_0 m_1 - (P_2 n_1 - q_2 n_2) \cos 2\theta \\
\sigma_{\theta}^{nap} &= n_p P_0 m_1'' + (P_2 n_1' - q_2 n_2') \cos 2\theta
\end{aligned} \right\}, \quad (3.10)$$

где

$$\begin{aligned}
m_1 &= \frac{2c_1^2}{c_1^2 - 1}; \quad m_1' = m_1 - 1; \quad \eta = 4c_1^2 \frac{(c_1^2 + 1)}{(c_1^2 - 1)^2}; \\
n_1' &= \frac{c_1^4 + 6c_1^2 + 1}{(c_1^2 - 1)^2}; \quad n_2 = \frac{4c_1^2}{(c_1^2)^2}; \quad n_2' = 2 \frac{2c_1^2 + 1 - c_1^4}{(c_1^2 - 1)^2};
\end{aligned}$$

n_p – коэффициент перегрузки.

Для рассматриваемого расчетного случая основными влияющими факторами являются скорость проходки ствола и воздействие механизированного комплекса, проявляющееся в форме горизонтального давления на стенки ствола P_d (2 фаза, рис. 3.1).

Для оценки качественного влияния этих факторов на напряженно-деформированное состояния крепи ствола используем безразмерные коэффициенты:

$$k_V = \frac{V t_i}{r_0}; \quad k_P = \frac{0,1 \lambda \gamma H}{P_d}. \quad (3.11)$$

Примеры полученных зависимостей относительных напряжений в крепи N_{rel} от этих коэффициентов представлены на рис. 2.2. Параметр N_{rel} представляет собой отношение нормальных тангенциальных напряжений, опре-

делённых соответственно с учетом влияния рассматриваемых факторов и без такового, то есть при рассмотрении обычной плоской контактной задачи взаимодействия системы «крепь – породный массив». Таким образом, он позволяет наглядно продемонстрировать влияние технологических факторов на величину напряжений в крепи.

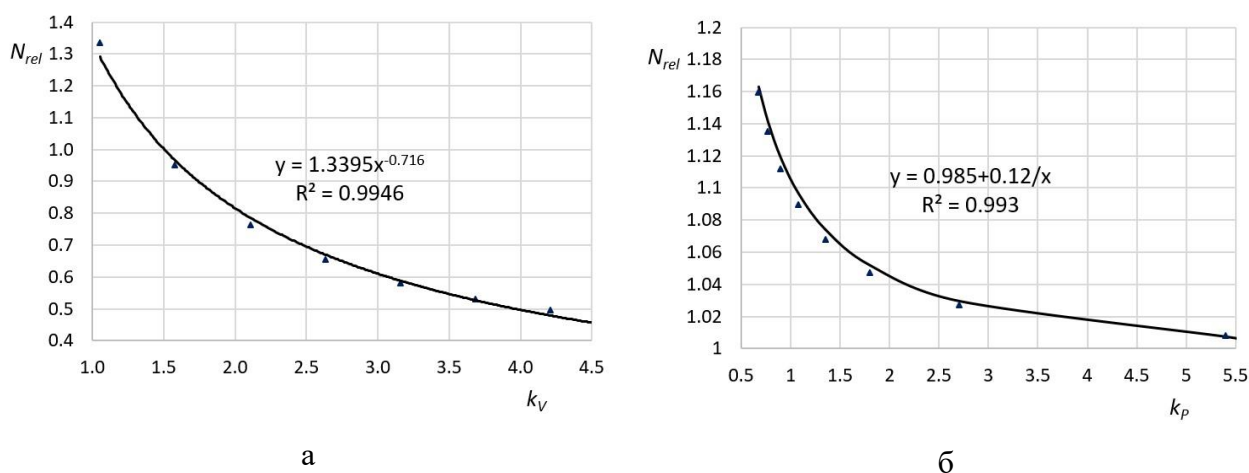


Рисунок 3.2 – Графики зависимостей: а – $N_{rel}(k_v)$; б – $N_{rel}(k_p)$

Полученные зависимости с удовлетворительной степенью достоверности аппроксимации описывается степенными функциями. Их анализ показывает, что фактор влияния скорости проходки оказывает благоприятное влияние на величину напряжений в крепи. Напротив, давление домкратов сдерживает разгрузку массива, что приводит к уменьшению значения смещений u_t и приводит к приросту напряжений в крепи.

Следует отметить, что влияние давления домкратной системы механизированного комплекса более заметно проявляется в стволах малой и средней глубины, а с увеличением природных напряжений в массиве этот фактор становится менее значимым.

Вариацией рассмотренного расчетного случая является рассмотрение системы при креплении ствола монолитной бетонной крепью, характеризующейся различными прочностными и деформационными характеристиками колец в призабойной зоне. Скорость твердения бетона, таким образом, является еще одним технологическим фактором, оказывающим влияние на формирование напряжений в крепи ствола.

Определение значений прочности и модуля деформации бетона в возрасте T удобно выполнять с помощью обобщенных выражений, увязывающих данные параметры с проектными характеристиками бетона E_b и R_b :

$$E(T) = E_b(1 - A \cdot e^{-k}) ; \quad R = B \cdot R_b \lg T + c , \quad (3.12)$$

где A, B, c, k – коэффициенты, учитывающие состав и скорость твердения бетона;

u_∞ – полные смещения незакрепленной выработки.

Выражение для определения коэффициента α^* в этом случае примет вид

$$\alpha^* = 1 - \frac{u_t + u_b}{u_\infty} , \quad (3.13)$$

где u_b – часть совместных смещений твердеющей бетонной крепи и породного массива на ранних сроках твердения бетона.

Для оценки влияния фактора скорости твердения бетона используем параметр

$$k_b = \frac{\sum_{t=1}^n E(T)}{n \cdot E_b} , \quad (3.14)$$

где n – рассматриваемое количество заходов крепи.

Полученная в результате серии расчетов зависимость $N_{rel}(k_b)$ представлена на рис. 3.3.

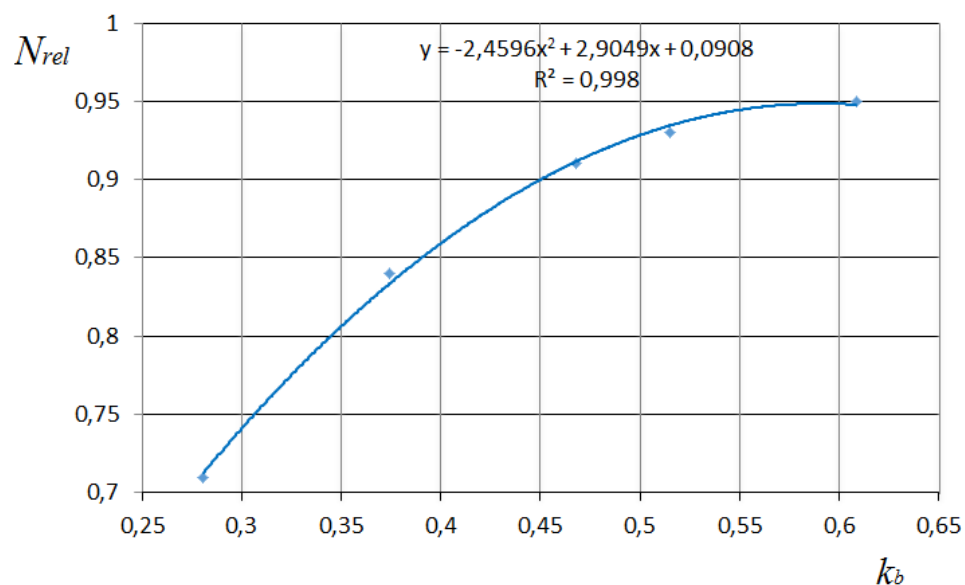


Рисунок 3.3 – График зависимости $N_{rel}(k_b)$

Из графика видно, что учет процесса твердения бетона в призабойной зоне ствола приводит к снижению расчетных значений напряжений в крепи. В то же время максимальная величина снижения не превышает 25%, при этом необходимо применять медленно твердеющие бетоны, что отрицательно сказывается на скорости возведения крепи. Поэтому данная мера не может рассматриваться в качестве эффективного решения по обеспечению максимального запаса несущей способности крепи. Более эффективным является переход на параллельные схемы проходки с креплением призабойной зоны временной крепью.

Также следует остановиться на аспекте вступления монолитной бетонной крепи в работу. В работах [17,56] отмечено, что при совмещённой схеме проходки критическим моментом является отрыв опалубки от бетона возведённой заходки крепи в призабойной зоне. Не набравший большую прочность бетон в этот момент теряет подпор опалубки и испытывает радиальное давление пород.

В рассматриваемом расчетном случае ситуация усугубляется предварительным снятием давления домкратной системы проходческого комплекса и более интенсивной разгрузкой пород.

Эквивалентные напряжения, приложенные на бесконечности, в рассматриваемый момент времени могут быть определены по формуле

$$P'_{eq} = (\Delta\alpha^* + \Delta\alpha_p^*)\lambda\mu H \frac{2}{\chi_0 + 1}, \quad (3.15)$$

где $\Delta\alpha^*$ – доля коэффициента разгрузки, приходящаяся на бетон при первом подвигании забоя после возведения крепи;

$\Delta\alpha_p^*$ – доля коэффициента разгрузки, приходящаяся на бетон после снятия давления домкратной системы.

Наиболее точную количественную оценку этого расчетного случая можно выполнить в рамках пространственной расчетной схемы, позволяющей учесть влияние выше и ниже расположенных участков ствола, а также

ползучесть бетона в раннем возрасте. Однако даже без предварительных расчетов учет обозначенного критического момента подтверждает нецелесообразность применения при скоростной проходке стволов медленно твердеющих бетонов.

3.3 Взаимодействие системы при проходке ствола по параллельной технологической схеме в однородных породах, обладающих свойствами ползучести

При сооружении вертикальных стволов механизированным способом по параллельной технологической схеме увеличиваются временные и геометрические интервалы рассматриваемой системы. В качестве дополнительного регулятивного элемента используется временная крепь, а для более точной оценки напряженно-деформированного состояния породного массива и крепи ствола необходим учет нелинейности деформирования массива.

В расчетной схеме (рис. 3.4) дополнительно выделяется фаза 2', в которой возводится и вступает в работу временная крепь, характеризующаяся реактивным сопротивлением q .

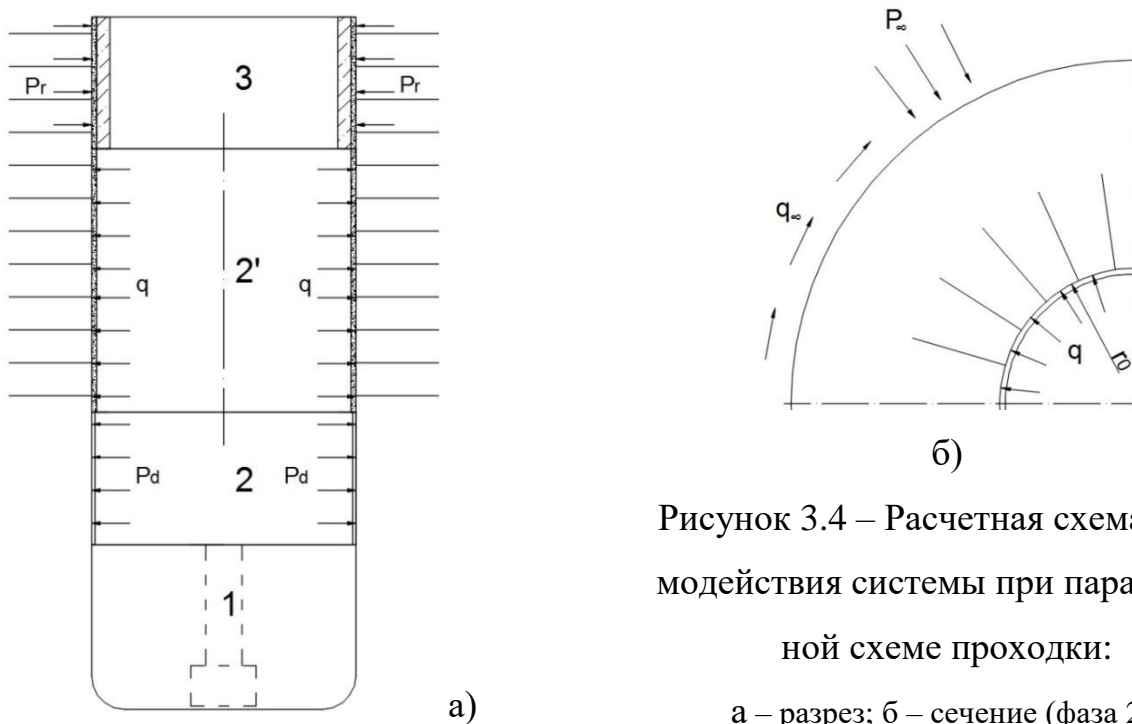


Рисунок 3.4 – Расчетная схема взаимодействия системы при параллельной схеме проходки:

а – разрез; б – сечение (фаза 2')

На процесс формирования окончательных напряжений в крепи оказывает влияние следующие технологические факторы:

- время между обнажением пород и их закреплением постоянной крепью, определяемое скоростью проходки и величиной отставания крепи от забоя;
- величина реактивного сопротивления временной крепи q , ограничивающая упругие и неупругие деформации массива.

Фактор скорости твердения бетона постоянной крепи из-за своей малозначимости в данном случае может не учитываться.

Для оценки нелинейного деформирования массива в окрестности горной выработки применяют различные модели деформирования горных пород, учитывающие вязкие, пластические свойства, ползучесть, трещиноватость, пористость пород и другие факторы.

Так, в частности, в зависимости от соотношения между прочностью пород и формируемыми при проходке ствола напряжениями в массиве можно выделить несколько классических случаев длительного деформирования пород, склонных к ползучести [58,60]. При напряжениях по модулю ниже длительной прочности, скорость деформации постепенно затухает, а сами деформации ограничены (рис. 3.5, кривая 1). Если нагрузка превышает длительную прочность, то деформация нарастает неограниченно (рис. 3.5, кривые 2 и 3). При длительном действии постоянной нагрузки в развитии деформаций ползучести различают три периода (рис. 3.5, кривая 2). В периоде *A* скорость деформации постепенно затухает. Во втором периоде *B* деформация является постоянной во времени. Третий период *C* является критическим, характеризуется постоянно возрастающей скоростью деформации вплоть до полного разрушения.

При рассмотрении системы в нормальном режиме работы необходим учет первой стадии ползучести. Среди наиболее распространенных эмпири-

ческих зависимостей для ее описания можно выделить степенную [2]
[29,30,31,73]:

$$\varepsilon_1(t) = Bt^n, \quad (3.16)$$

где $0 < n < 1$, и логарифмическую

$$\varepsilon_1(t) = A \ln t, \quad (3.17)$$

в которых A и B – константы.

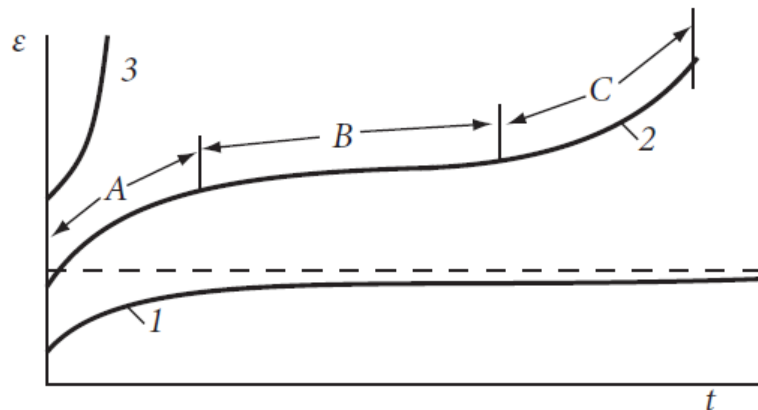


Рисунок 3.5 – Кривые ползучести пород

Широко известной реологической моделью ползучести для первой стадии является модель Кельвина [17]:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{K} (1 - e^{-t/\eta}), \quad (3.18)$$

где σ – напряжение;

t – время;

K – константа упругого элемента;

η – вязкость поршня.

Ее недостатком является отсутствие учета пластических свойств, из-за чего после удаления нагрузок исходная форма моделируемого объекта восстанавливается.

Для моделирования первой и установившейся стадии ползучести можно использовать реологическую модель Бюргерса, отличающуюся от предыдущей модели наличием последовательно расположенных упругого и вязкого элементов

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{K} (1 - e^{-\nu/\eta}) + \frac{\sigma}{\eta} t + \frac{\sigma}{K_2}. \quad (3.19)$$

В работах Н.С. Булычева, А.Н. Линькова, Б.З. Амусина, Ж.С. Ержанова для анализа деформирования пород в призабойной зоне ствола использовалась теория линейной наследственной ползучести [2,17,94].

Уравнение ползучести представлено в виде:

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma_0}{E} (1 + \Phi), \quad (3.20)$$

где Φ – функция ползучести:

$$\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha}, \quad (3.21)$$

где δ, α – характеристики ползучести, получаемые экспериментально.

Временные функции для модуля деформации, модуля сдвига и коэффициента Пуассона могут быть определены по выражениям:

$$E_t = \frac{E}{1 + \Phi}; \quad (3.22)$$

$$G_t = \frac{G}{1 + \frac{3\Phi}{2(1+\nu)}}; \quad (3.23)$$

$$\nu_t = 0,5 - \frac{0,5 - \nu}{1 + \Phi}. \quad (3.24)$$

Развитию деформаций ползучести первой стадии в призабойной зоне ствола и переходу их во вторую стадию препятствует силы отпора, создаваемые давлением домкратов проходческого комплекса и временной крепью ствола.

При учете нелинейного характера деформирования породного массива выражение для определения корректирующего коэффициента α^* при проходке ствола по параллельной технологической схеме можно представить в виде:

$$\alpha^* = 1 - \frac{\sum_{i=1}^n (u_{ti+1} - u_{ti}) + \sum_{j=1}^m (u_{tj+1} - u_{tj}) + \sum_{k=1}^p (u_{tk+1} - u_{tk})}{u_{t\infty}}, \quad (3.25)$$

где n – количество рассматриваемых стадий деформирования массива до возведения временной крепи;

m – количество стадий совместного деформирования массива и временной крепи до вступления в работу постоянной крепи;

p – количество стадий совместного деформирования массива и постоянной крепи на ранних сроках твердения бетона.

Для оценки качественного влияния факторов на напряженно-деформированное состояние крепи ствола по аналогии с выражением (3.11) могут быть использованы коэффициенты:

$$k_V = \frac{Vt_i}{r_0} ; k_q = \frac{0,1\lambda\gamma H}{q} . \quad (3.26)$$

На рисунке 3.6 представлены примеры степенных зависимостей $N_{rel}(k_V)$, полученные при различных величинах характеристик ползучести горных пород призабойной зоны ствола.

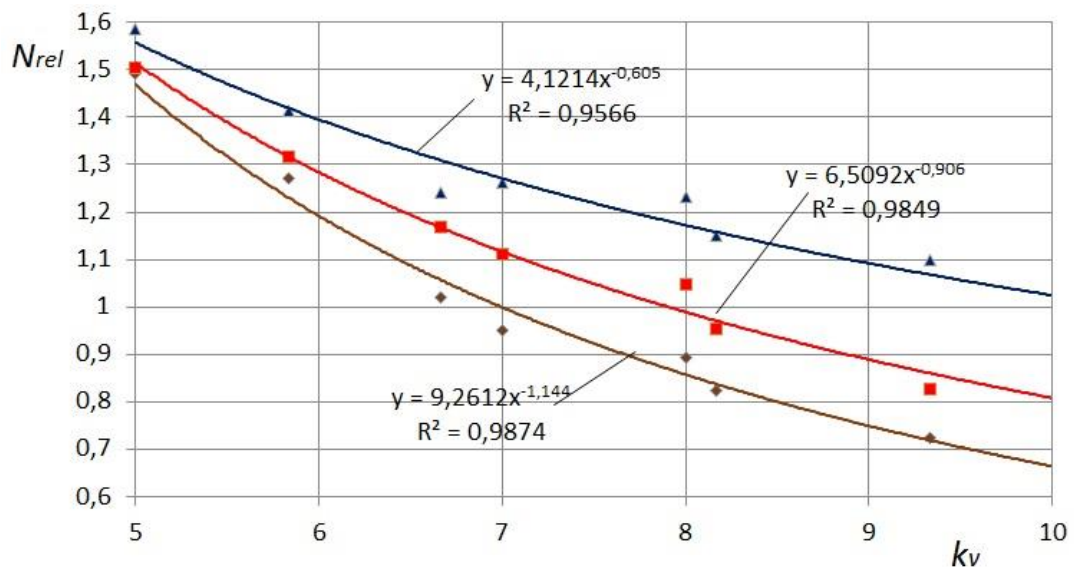


Рисунок 3.6 – Графики зависимостей $N_{rel}(k_V)$ при различных параметрах характеристик ползучести горных пород

Из графиков видно, что увеличение коэффициента k_V путем роста скорости проходки и (или) отставания постоянной крепи от забоя приводит к

снижению относительных напряжений в ней в 1,5 раза и более при учете стадии взаимодействия системы в призабойной зоне ствола.

В то же время скоростная технология проходки по параллельной схеме позволяет обеспечить более благоприятный эксплуатационный режим работы крепи только при условии эффективной работы временной крепи, которая обеспечивает устойчивость массива призабойной зоны. В настоящее время наиболее распространенной конструкцией временной крепи в стволах является анкерная крепь контактного типа в сочетании с сеткой и при необходимости набрызгбетонной рубашкой. Реактивное сопротивление крепи q и величина коэффициента k_q определяются, в том числе следующими параметрами анкеров:

- длиной;
- плотностью установки;
- величиной начального натяжения;
- величиной натяжения анкеров на момент вступления постоянной крепи в работу.

Коэффициент k_q в рассматриваемой системе имеет различные значения по высоте ствола. Минимальные значения имеют место в сечении ствола на уровне нижнего ряда анкеров после их установки. Далее, по мере подвигания проходческого забоя, коэффициент k_q увеличивается до максимального значения, соответствующего моменту наступления статического равновесия в системе. Оно может наступить до и после возведения постоянной крепи. В первом случае радиальные напряжения на контакте постоянной крепи и массива в начальный период эксплуатации имеют около нулевые значения. Во втором случае постоянная крепь воспринимает на себя часть нереализованных деформаций массива совместно с временной крепью. Таким образом, предварительное упрочнение массива анкерами ограничивает снижение и максимально возможных смещений стенок ствола $u_{t\infty}$. Учет этого эффекта приводит к уменьшению расчетных значений коэффициента α^* и напряжений в постоянной крепи. Однако в работе [56] рассмотрен случай потери работо-

способности анкеров на стадии эксплуатации ствола, и показано, что это приводит к дополнительному приросту нормальных тангенциальных напряжений в основной крепи. Поэтому влиянием параметра k_q на окончательную величину смещений стенок ствола лучше пренебречь в запас надежности расчета.

С учетом данных предпосылок качественный анализ зависимости $N_{rel}(k_q)$ в рассматриваемых условиях возможен при использовании коэффициента k_{qt} , характеризующего относительное сопротивление крепи в определенный период времени t взаимодействия системы, например перед вступлением постоянной крепи в работу или после наступления статического равновесия в системе. Так как момент наступления статического равновесия в системе достаточно сложно определить в геометрической и временной системе координат, примем в качестве t момент времени перед вступлением постоянной крепи в работу.

На рисунке 3.7 показаны примеры полученных в результате расчетов графиков зависимостей $k_q(k_v)$ в призабойном пространстве ствола при различных величинах характеристик ползучести горных пород от момента установки анкеров до вступления в работу постоянной крепи.

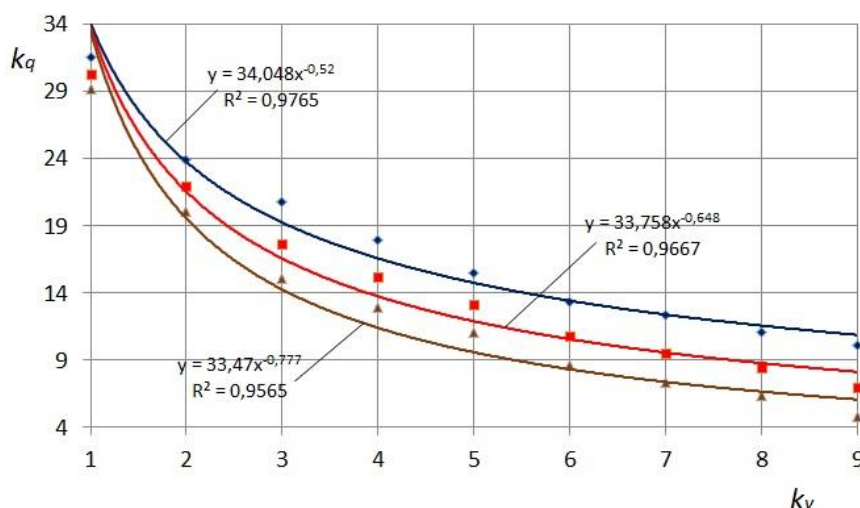


Рисунок 3.7 – Графики зависимостей $k_b(k_v)$ при различных параметрах характеристик ползучести горных пород

Величина k_{qt} в рассмотренном расчетном случае соответствует значению $k_v=9$, при этом в зависимости от интенсивности ползучести наблюдается разброс значений коэффициента k_{qt} в пределах 50%.

На рисунке 3.8 показаны графики зависимостей $N_{rel}(k_{qt})$ при различных параметрах характеристик ползучести горных пород.

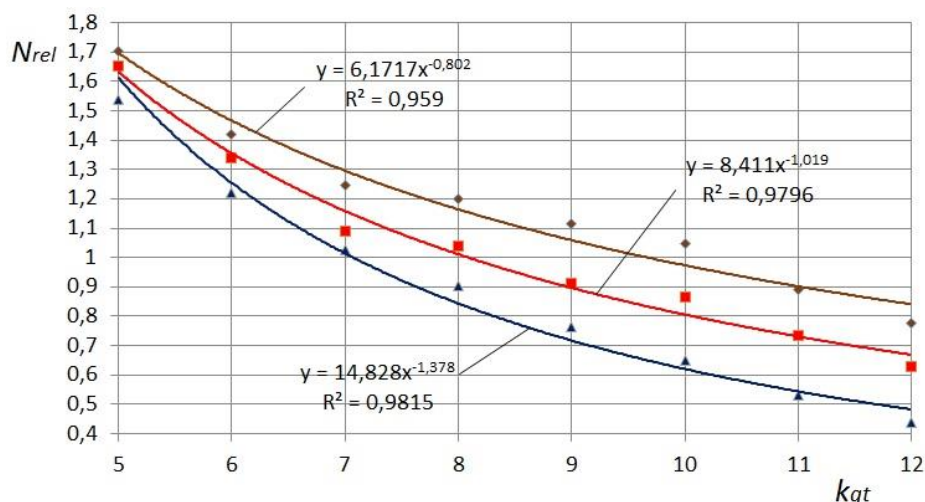


Рисунок 3.8 – Графики зависимостей $N_{rel}(k_{qt})$ при различных параметрах характеристик ползучести горных пород

Анализ зависимостей показывает, что увеличение реактивного сопротивления временной крепи может отрицательно сказаться на величину напряжений в основной крепи при длительной эксплуатации ствола. В то же время ее снижение приводит к более интенсивному деформированию пород в призабойной зоне и опасности потери устойчивости участка. В этой связи применение временной крепи регулируемого сопротивления будет эффективным только в случае обеспечения срока службы временной крепи, равного сроку службы основной крепи. Это возможно при применении анкеров нового поколения из композитных материалов и долговечных вяжущих, обеспечивающих надежное закрепление стрелы в скважине, однако приведет к значительному росту себестоимости проходки [35].

3.4 Выводы по главе 3 диссертационной работы

1. При механизированной проходке стволов в призабойной зоне формируется сложная геотехнологическая система «механизированный комплекс – крепь – породный массив» (*далее система*), закономерности изменения которой требуют дальнейшего изучения.

2. Для изучения системы предложена расчетная схема, учитывающая взаимодействие отдельных проходческих фаз, прочностные и деформационные характеристики постоянной крепи и окружающего породного массива, интенсивность воздействия механизированного комплекса на породный массив и крепь ствола, скорость проходки ствола, отставание постоянной крепи от забоя, параметры временной крепи.

3. Взаимная увязка и учет влияния этих факторов на напряженно-деформированное состояние крепи ствола возможен с помощью корректирующего коэффициента к величине горизонтальных напряжений α^* . В результате исследований получены новые выражения для определения коэффициента α^* при реализации совмещенной и параллельной схем проходки, учитывающие воздействие механизированного комплекса, изменяющиеся в призабойной зоне деформационные параметры временной и постоянной крепи.

4. В результате исследований установлено, что увеличение скорости разработки забоя ствола механизированным комплексом и величины отставания крепи от забоя обеспечивает снижение напряжений в основной крепи за счёт более эффективной разгрузки массива в призабойной зоне.

5. Давление домкратной системы механизированного комплекса при проходке ствола сдерживает разгрузку массива, может привести к дополнительному росту напряжений в крепи и должно учитываться при обосновании проектных решений.

6. Увеличение реактивного сопротивления временной крепи может отрицательно сказаться на величине напряжений в основной крепи при дли-

тельной эксплуатации ствола. В то же время ее снижение приводит к более интенсивному деформированию пород в призабойной зоне и опасности потери устойчивости участка. В этой связи применение временной крепи регулируемого сопротивления будет эффективным только в случае обеспечения срока службы временной крепи, аналогичного основной крепи.

4 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ «МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС – КРЕПЬ – ПОРОДНЫЙ МАССИВ» В РАЗЛИЧНЫХ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

4.1 Выбор метода численного моделирования

Представленный в главе 3 анализ взаимодействия системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в рамках плоской контактной задачи не позволяет учесть все технические и технологические особенности проходки ствола в различных условиях. Для этих целей следует рассматривать пространственные модели взаимодействия, которые более адекватно отражают геометрию призабойной зоны ствола, структуру геологического разреза и другие параметры.

Самое широкое применение для решения подобных задач получил метод конечных элементов, реализуемый с помощью современных программных комплексов [63].

Разрабатываемая модель должна обеспечивать учет: истории загрузки крепи в процессе проходки; нелинейность деформирования породного массива; особенности совместных деформаций на контактах крепь – порода и отдельных породных слоев; трещиноватости и нарушенности породного массива; изменения жесткости крепи ствола, влияния приствольных выработок, изменения точек приложения воздействий от проходческого комплекса, и др. [63].

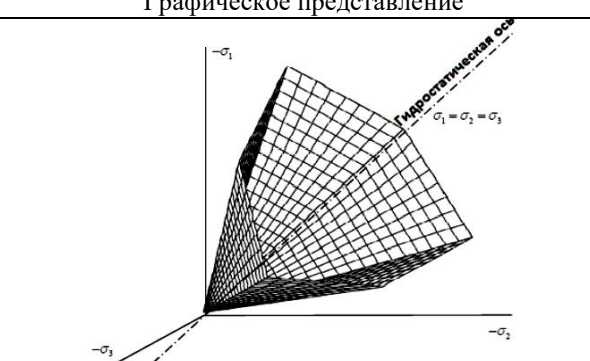
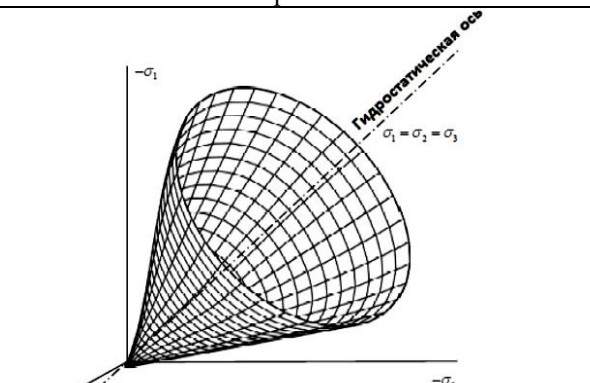
Комплексный анализ этих факторов возможен в программном комплексе Midas GTS NX, нашедшим широкое применение для геотехнических расчетов. Он принят в качестве основного программного продукта в настоящем исследовании.

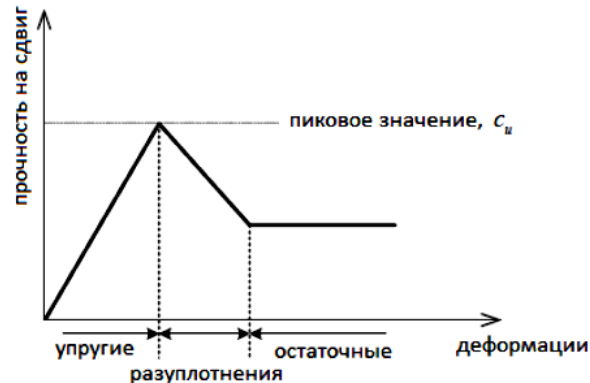
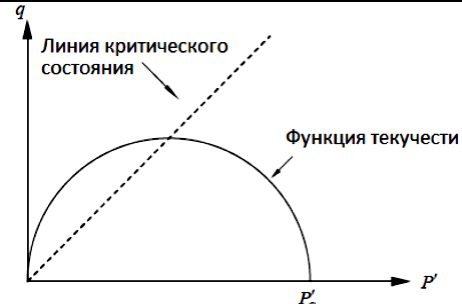
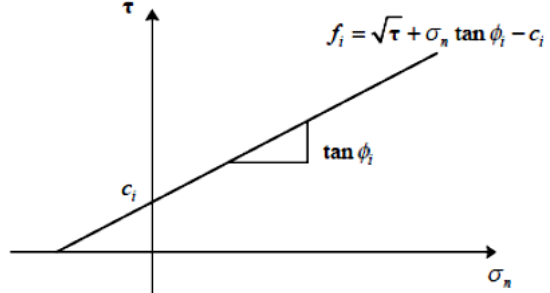
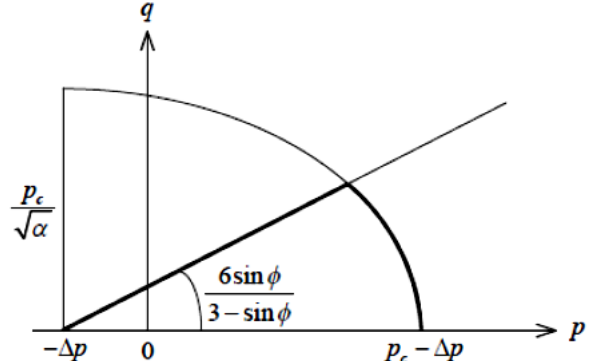
В программе реализовано автоматизированное и реалистическое определение стадии строительства для последовательной активации и деактивации частей экскавации, структурных частей, нагрузок и граничных условий. В одном файле можно моделировать несколько различных расчетных случа-

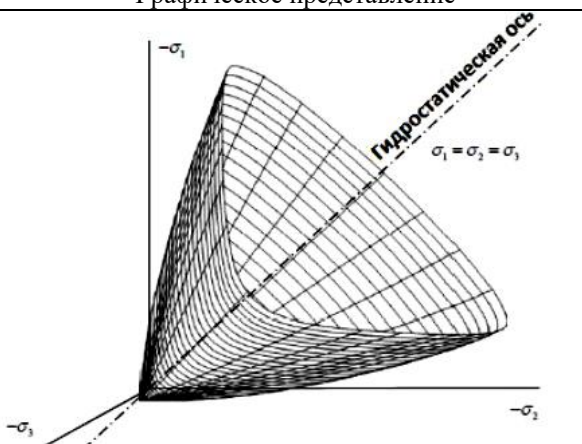
ев с учетом стадий возведения, сравнивать их результаты и производить анализ напряженно-деформированного состояния массивов и конструкций.

Имеется возможность использования различных пластичных моделей материалов, позволяющих адекватно моделировать реальное поведение исследуемой системы. Подробный обзор моделей выполнен в ряде работ и справочной литературе [20,21,22,31,37,68,69,80,87]. Для твердотельных конечных элементов, моделирующих грунтовые массивы, наиболее широко в мировой практике применяются пластические модели, рассмотренные в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Сравнительный обзор пластических моделей грунтов

№	Модель	Особенности	Графическое представление
1.	Мора-Кулона	Идеальная двухлинейная упруго-пластичная модель, в которой деформационные характеристики грунта постоянны на всем протяжении упругой работы, вплоть до того момента, когда напряжения в грунте достигают зоны пластических деформаций (разрушение).	 <p>Поверхность разрушения в пространстве главных напряжений</p>
2.	Друкера-Прагера	Является развитием модели Мизеса, девиаторные напряжения могут возрастать или уменьшаться в зависимости от величины гидростатического давления.	 <p>Поверхность разрушения в пространстве главных напряжений</p>

№	Модель	Особенности	Графическое представление
3.	Деформационное разуплотнение	Является упругопластической моделью, основанной на модели Мизеса. Явление разуплотнения в данной модели является изотропным разуплотнением, которое формулируется на основе теории деформационного разуплотнения.	 <p>Кривая «напряжения – деформации» модели деформационного разуплотнения</p>
4.	Модифицированная модель Cam Clay	Основана на теории упругопластичности с упрочнением. Нелинейное упругое поведение представлено повышением объемного модуля упругости при заданном на материал давлении. Также используется ассоциированный закон течения, а поверхность разрушения может увеличиваться или уменьшаться, в зависимости от упрочнения или разуплотнения.	 <p>Функция текучести для модифицированной модели Кэм-Клей</p>
5.	Модель трещиноватой скалы (Jointed Rock)	Модели трещиноватой скалы представляют собой поперечно-изотропные идеально-пластические модели материалов. Слои скального грунта обладают изотропными свойствами в направлении простирания слоя, а в нормальном к поверхности слоя направлении – обладают анизотропными свойствами.	 <p>Критерий текучести для отдельных направлений трещиноватости</p>
6.	Модифицированная модель Мора-Кулона	Упругая стадия работы материала представляется как нелинейно-упругая, при этом используется степенной закон для формулировки взаимосвязи объемных напряжений и деформаций в упругой стадии.	 <p>Вид функции текучести в плоскости p-q</p>

№	Модель	Особенности	Графическое представление
7.	Хосека-Брауна	Изначально учитываются физико-механические свойства интактного, то есть неповрежденного породного массива, который в процессе моделирования поэтапно подвергается внешним нагрузкам как природного (гравитация), так и техногенного происхождения (горные работы). В результате снижаются прочностные характеристики горных пород. Явление снижения напряжений моделируется путем снижения значений величин определенных коэффициентов, которые входят в функцию разрушения.	 <p>Поверхность разрушения в пространстве главных напряжений</p>

Пост-Процессор программы позволяет сортировать и оперировать массивами данных результатов конечно-элементного расчета с использованием всех рассмотренных выше моделей. Можно отображать изополя компонент напряженно-деформированного состояния как для массива грунта, так и для элементов конструкций.

4.2 Разработка методики и планирование численных экспериментов

Объектом численного эксперимента являются закономерности формирования и изменения напряженно-деформированного состояния системы «проходческий комплекс – крепь – породный массив» при проходке шахтных стволов.

Целью исследования является выявление основных влияющих факторов, количественная и качественная оценка закономерностей, позволяющая в конечном итоге разработать эффективные рекомендации по совершенствованию механизированной технологии строительства стволов средней и большой глубины.

Задачи эксперимента:

1. Разработка численной модели и инженерная оценка корректности ее работы.
2. Анализ НДС системы на различных стадиях проходческого цикла.
3. Анализ НДС системы в неоднородных породах.
4. Анализ НДС системы в нарушенных породах.
5. Анализ НДС системы в зоне влияния приствольных выработок.

Модель имеет пространственную призматическую форму. Высота модели составляет 80 м, размер грани принимается равным $10d$, где d – диаметр ствола в свету.

Элементы крепи и пород массива моделировались с помощью твердотельных элементов (пентаэдров и гексаэдров), позволяющих определять все компоненты напряженно-деформированного состояния объемных сред и пространственных конструкций (рисунок 4.1).

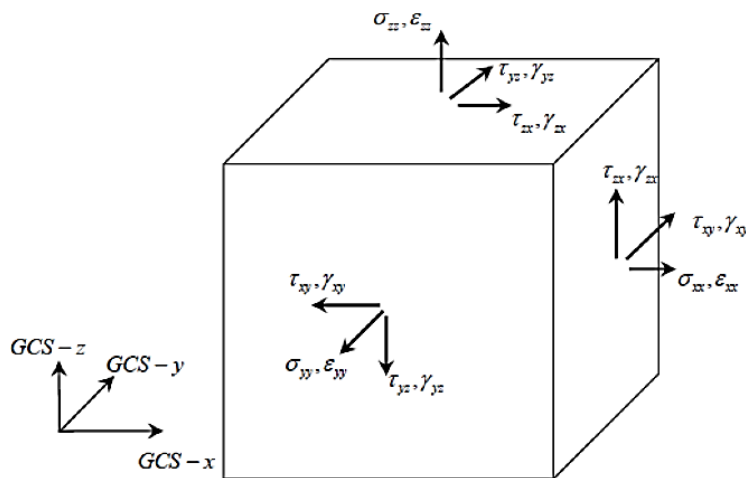


Рисунок 4.1 – Напряжения и деформации в твердотельном конечном элементе

Для твердотельных элементов дополнительно определялись и анализировались:

- 1) Параметры напряженного состояния:
 - главные напряжения;
 - напряжения по Мизесу;
 - максимальное напряжение сдвига;

- октаэдральное напряжение;
- среднее давление.

2) Параметры деформированного состояния:

- главные деформации;
- деформации по Мизесу;
- максимальная деформация сдвига;
- октаэдральная деформация;
- среднее сжатие.

Граничные условия модели заданы в виде ограничений перемещений узлов внешних нижней и боковой граней модели по нормали к ним. Задача решалась в полных напряжениях с поэтапным рассмотрением стадий взаимодействия системы на различных этапах проходческого цикла. Для всех конструкций задается режим учета собственного веса [6].

Внешний вид модели представлен на рисунке 4.2.

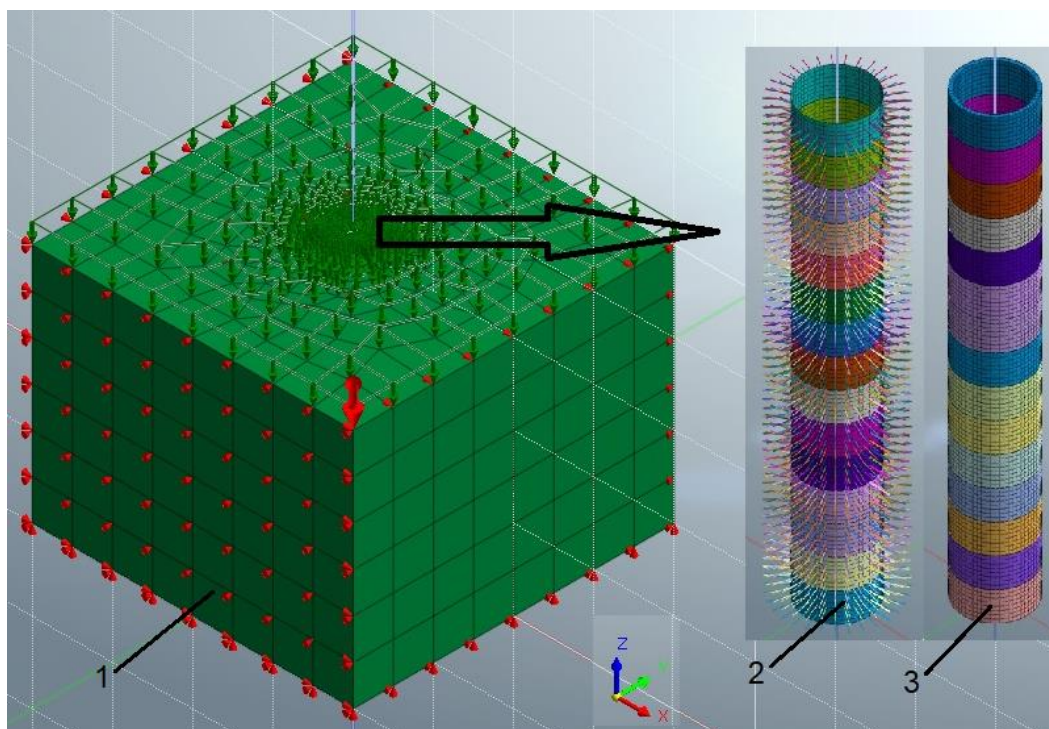


Рисунок 4.2 – Конечно-элементная модель ствола:

- 1 – общий вид; 2 – набрызгбетонная крепь с анкерами (при моделировании параллельной технологической схемы); 3 – основная крепь

Воздействие механизированного комплекса моделируется системой горизонтальных и вертикальных воздействий на крепь и массив, прикладываемых с учетом развития технологического цикла проходки ствола.

Исходные данные для математических моделей по основным элементам рассматриваемой системы приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Исходные данные для математических моделей

№ п/п	Наименование параметра	Значение (диапазон варьирования) параметра
1. Параметры вертикального ствола		
1.1	Диаметр стволов, м	6,0 - 8,0
1.2	Глубина стволов, м	300 - 1700
2. Параметры породного массива		
2.1	Модуль деформации горных пород, МПа	$0,01 - 0,2 \cdot 10^5$
2.2	Коэффициент поперечной деформации пород	0,26 - 0,35
2.3	Удельный вес горных пород, МН/м ³	0,025 – 0,028
3. Параметры проходческого цикла		
3.1	Продолжительность цикла, ч	12 - 30
3.2	Подвигание забоя за цикл, м	4,0
4. Параметры бетонной и торкрет-бетонной крепи		
4.1	Толщина бетонной крепи, мм	300 - 500
4.2	Толщина торкрет-бетонной крепи	80 - 150
4.3	Класс бетона крепи	B20 - B40
4.4	Удельный вес бетона крепи, МН/м ³	0,024
5. Нагрузки и воздействия		
5.1	Вертикальная нагрузка от собственного веса конечных элементов	Определяется автоматизировано с учетом объемного веса материала
5.2	Вертикальное горное давление, МПа	20 - 50
5.4	Горизонтальное давление домкратной системы механизированного комплекса	0,1 – 0,8 МПа
5.5	Вертикальная нагрузка на крепь от веса комплекса, кН	100 – 400 кН

На основе обобщения технологических особенностей механизированной проходки вертикальных стволов, инженерно-геологических условий строительства и типовых конструктивных решений синтезированы 3 типовых

расчетных случаев взаимодействия системы, требующих ее рассмотрения в пространственной постановке.

4.3 Инженерная оценка численной модели ствола

Проведение инженерной оценки (критического анализа) результатов является одним из этапов численного моделирования, которому должно быть уделено особое внимание. На данном этапе рекомендуется проводить анализ чувствительности результатов, применять сравнение с аналитическими методами и данными экспериментов, проводить обсуждение результатов с учеными и специалистами.

В настоящем исследовании проведено сравнение результатов расчета объемной численной модели ствола и аналитического решения плоской контактной задачи взаимодействия крепи и однородного породного массива с различным модулем деформации. Результаты сравнения приведены ниже.

Таблица 4.3 – Результаты сравнения численных и аналитических расчётов

Описание задачи	Количество расчетов	Диапазон изменения параметров		Оцениваемые параметры	Погрешность, %
		Диаметр ствола, м	E_p , МПа·10 ⁵		
1. Бетонная крепь ствола в однородном скальном массиве. Толщина крепи 300 мм, бетон В20	9	6,0; 7,0; 8,0	0,02; 0,1; 0,2	1. Радиальные напряжения в крепи	0,82
				2. Нормальные тангенциальные напряжения в крепи	0,91
				3. Радиальное перемещение	1,11
2. Двухслойная крепь ствола в однородном скальном массиве. 1 Слой. Бетон. Толщина 300 мм, класс бетона В15. 2 Слой. Сталь. Толщина 50 мм, класс бетона В25.	9	6,0; 7,0; 8,0	0,02; 0,1; 0,2	1. Радиальные напряжения в крепи	0,94
				2. Нормальные тангенциальные напряжения в крепи	1,05
				3. Радиальное перемещение	2,14

4.4 Анализ результатов расчета конечно-элементной модели в однородных породах

В рамках первого расчётного случая рассмотрен участок ствола в однородном породном массиве. Проанализировано несколько основных фаз проходки:

В фазе 1 производится распор комплекса в стволе с передачей на породный массив соответствующего горизонтального давления.

В фазе 2 ведется разработка пород на величину заходки.

В фазе 3 домкратная система комплекса разгружается, стрела рабочего органа задвигается, комплекс спускается на новую заходку.

В фазе 4 производится возведение очередной заходки крепи. Далее цикл повторяется.

Возведенное кольцо крепи набирает прочность и вступает в работу, на определенном этапе наступает стоическое равновесие в системе.

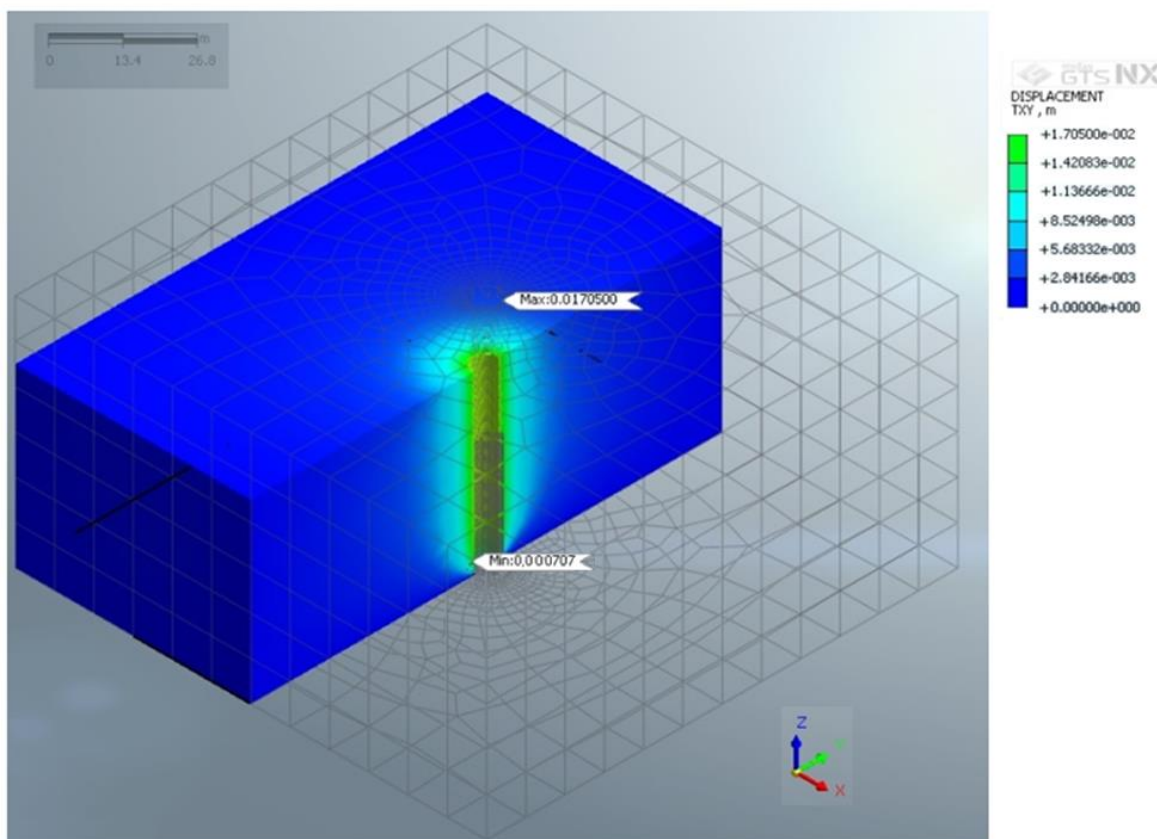
С помощью поэтапного расчета моделей и анализа каждой фазы рассмотрено взаимодействие системы на различных этапах проходческого цикла.

В программном комплексе МИДАС имеется возможность визуализации результатов расчета моделей в форме изополей напряжений.

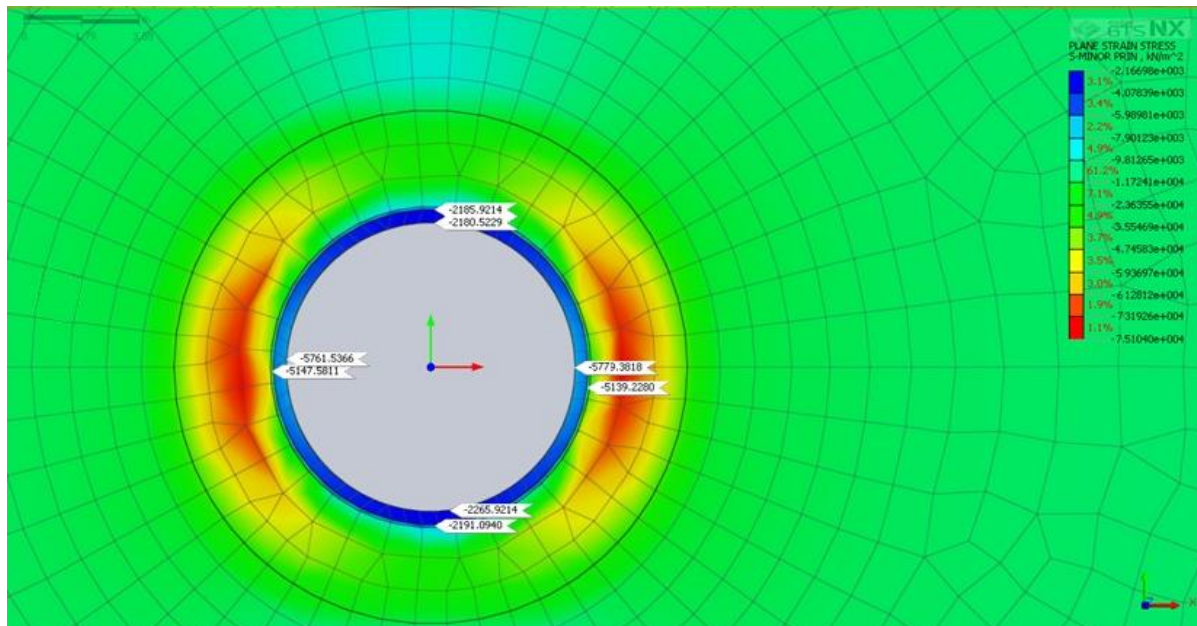
На рисунке рис. 4.3.а представлен пример характерной картины распределения радиальных перемещений модели в призабойной зоне ствола.

На рис. 4.3.б показаны изополя главных напряжений σ_3 в расчетном сечении ствола в призабойной зоне в условиях неравнокомпонентного поля горизонтальных напряжений (в программном комплексе MIDAS GTX NX сжимающие напряжения имеют знак «минус», растягивающие напряжения имеют знак «плюс»).

На основании обработки и анализа полученного массива данных при варьировании исходных параметров моделей далее выявлялись характерные зависимости.



а)



б)

Рис. 4.3. Примеры изополей фрагментов модели, полученных по результатам расчетов:

- а) радиальных перемещений в призабойной зоне ствола;
- б) главных напряжений σ_3 в расчетном сечении ствола

На рис. 4.4 представлены графики изменения напряжений в крепи ствола в течении двух суток после ее вступления ее в работу.

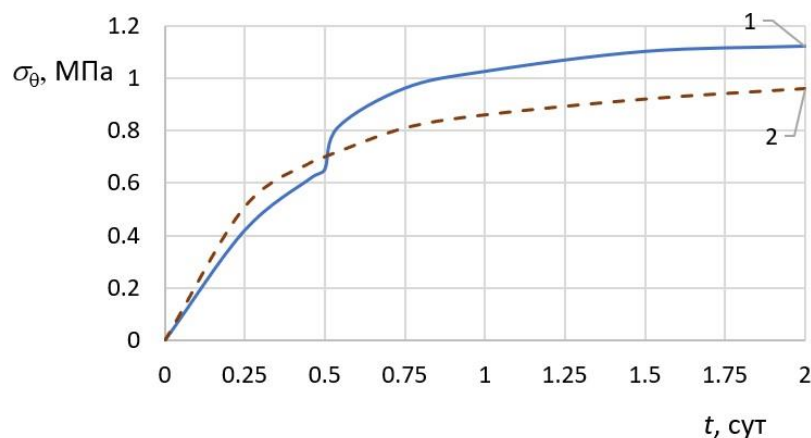


Рисунок 4.4 – График изменения нормальных тангенциальных напряжений в крепи:

- 1 – с учетом влияния горизонтального давления домкратной системы комплекса
- 2 – без учета влияния комплекса на крепь ствола

Анализ результатов расчёта показывает, что после снятия давления домкратной системы происходит интенсивный прирост напряжений в крепи, не характерный для обычного взаимодействия крепи и массива (график 2, рисунок 4.4). При этом значения напряжений в крепи после удаления забоя ствола и стабилизации массива на 10 - 15% выше. Эти результаты хорошо согласуются с выводами, полученными во второй главе, и подтверждают их достоверность.

В породном массиве вокруг ствола в процессе механизированной проходки происходит многоэтапное изменение напряженно-деформированного состояния. Разгрузка пород начинается до их обнажения по мере приближении забоя. После начала механизированной разработки на отметке изучаемого сечения процесс разгрузки интенсифицируется. Давление домкратной системы на верхнем участке ствола частично сдерживает этот процесс. После перемещения комплекса и приложения нагрузок на массив в анализируемом сечении начинается этап нагружения пород (график 1, рисунок 4.5).

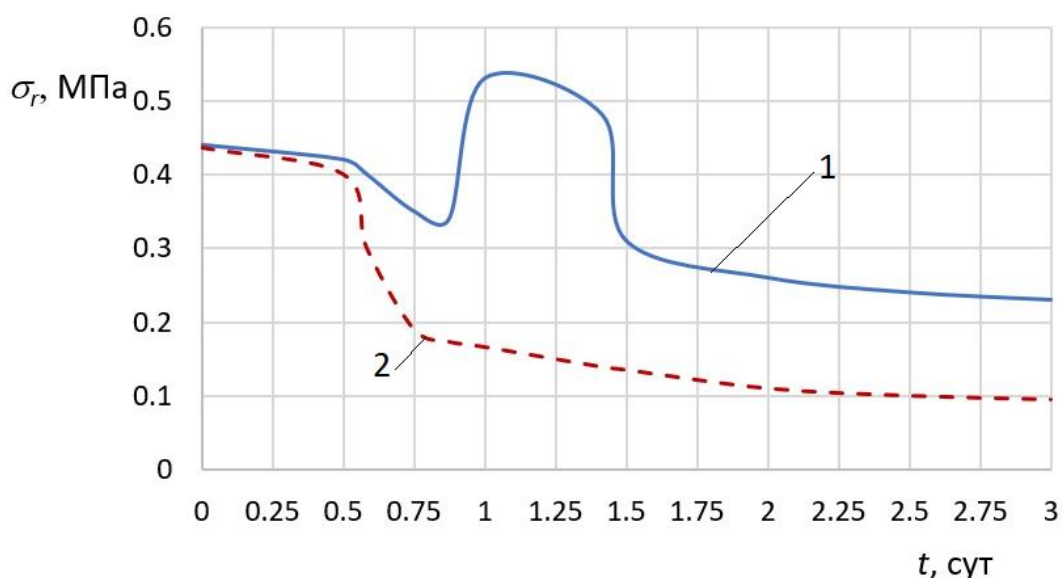


Рисунок 4.5 – График изменения радиальных напряжений на породном контуре ствола:

1 – с учетом влияния горизонтального давления домкратной системы комплекса

2 – без учета влияния комплекса на крепь ствола

При снятии давления происходит разгрузка, которой в дальнейшем препятствует крепь. В результате этого значения радиальных напряжений на породном контуре ствола после стабилизации смещений и удаления забоя больше, чем при рассмотрении задачи без учета дополнительных нагружений (график 2, рисунок 4.5).

Дополнительно исследовано влияние конфигурации забоя на напряженное состояние породного массива на контуре ствола. Опасность вывалобразования возникает при переходе хрупких пород к стадии запредельного деформирования. Оценку этого процесса можно произвести с помощью определения эквивалентных напряжений в соответствии с критерием прочности Кулона-Мора. На рисунке 4.6 показаны примеры графиков изменения относительных эквивалентов напряжений (в долях от γH) на контуре ствола.

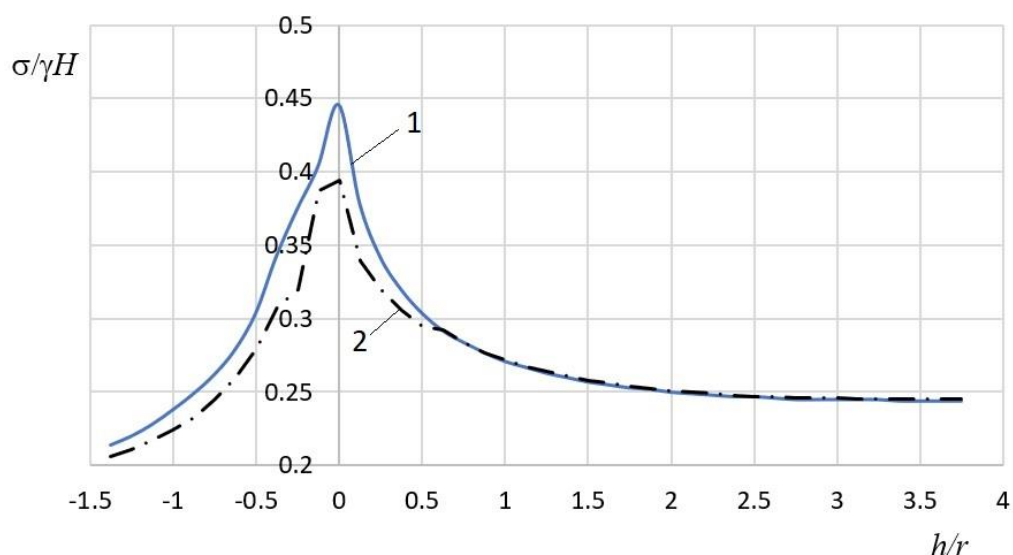


Рисунок 4.6 – Графики изменения относительных напряжений на контуре
ствола:

1 – плоский забой; 2 – забой конусной формы

Анализ полученных данных показывает, что максимальные концентрации напряжений наблюдаются в угловых участках забоя. Эти результаты хорошо согласуются, в частности, с исследованиями И.В. Баклашова [8]. При механизированной разработке с формированием в процессе проходки забоя конусной или уступной формы концентрации напряжений меньше на 10 – 15%, что положительно сказывается на устойчивости ствола. Кроме того, отсутствие необходимости применения буровзрывных работ уменьшает вероятность образования дополнительной техногенной трещиноватости пород.

В случае передачи на крепь вертикальных нагрузок от веса комплекса происходит увеличение напряжений в примыкающих к точкам закрепления комплекса участках крепи (рисунок 4.7). Это может негативно повлиять на долговечность конструкций. Возникает опасность образования трещин в бетоне, или нарушение целостности тубинговой крепи [34].

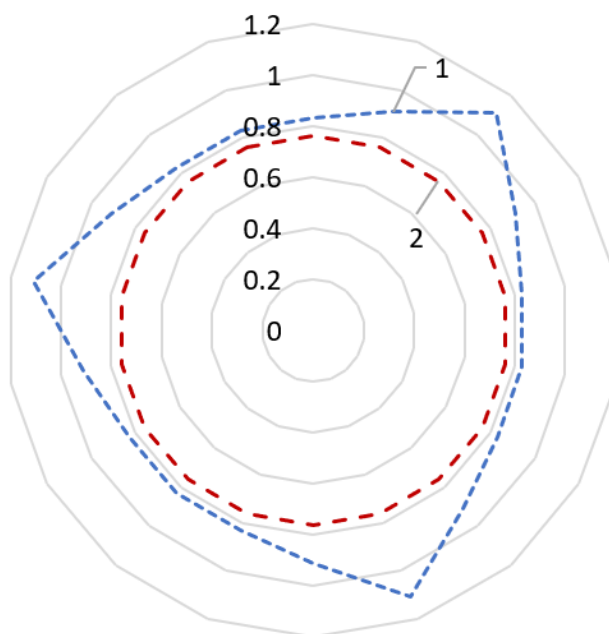


Рисунок 4.7 – Распределение нормальных тангенциальных напряжений в кольце крепи, МПа:

1 – в сечении на уровне подвески комплекса к крепи ствола (экстремумы соответствуют точкам подвески комплекса); 2 – в сечении ствола вне зоны влияния

4.5 Анализ результатов расчета конечно-элементной модели в неоднородных породах

Расчетный случай №2 описывает взаимодействие системы в неоднородном породном массиве. Под неоднородным массивом понимается участок переслаивающихся, горизонтально или наклонно залегающих породных слоев с существенно отличающимися физико-механическими характеристиками.

При проведении расчетов поэтапно рассмотрена технологическая последовательность проходки такого участка и основные аспекты взаимодействия изучаемой системы. Начало 2 фазы при этом соответствуют моменту вскрытия низкопрочного породного слоя. Именно на этом этапе неоднородность пород начинает оказывать влияние на взаимодействие системы. Оно проявляется в увеличении смещений стенок ствола и изменении радиальных напряжений в породном массиве призабойной зоны. Давление домкратной системы сдерживает этот процесс, обеспечивает устойчивость ствола в зоне

контакта слоев до возведения основной крепи. На рисунке 4.8 представлены эпюры радиальных напряжений в крепи, построенные по результатам расчета моделей с учетом влияния механизированного комплекса.

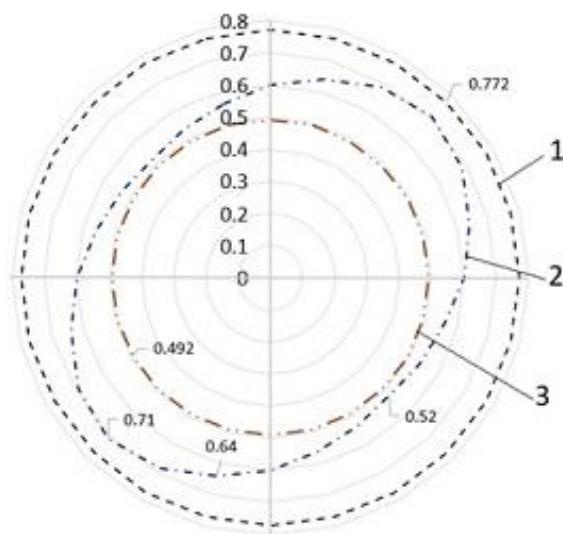


Рисунок 4.8 – Эпюры радиальных напряжений на контуре породного массива:

- 1 – в зоне контакта разнопрочных слоев пород горизонтального залегания;
- 2 – в зоне контакта разнопрочных слоев пород наклонного залегания;
- 3 – в однородном массиве

В фазе 3 происходит разгрузка пород с возможным появлением растягивающих напряжений в крепи и зон неупругих деформаций на контакте разнопрочных породных слоев. Эта стадия является наиболее опасной и требует быстрого перехода к четвертой фазе и вступления в работу крепи ствола. В противном случае возникает опасность вывала пород в призабойной зоне и заклинивание комплекса.

На рисунке 4.9 показаны характерные эпюры изменения нормальных тангенциальных напряжений в крепи ствола призабойной зоны по его высоте. Зона контакта слоев соответствует отметке $2,5 \frac{h}{r}$, где h – расстояние от забоя, r – радиус ствола в свету.

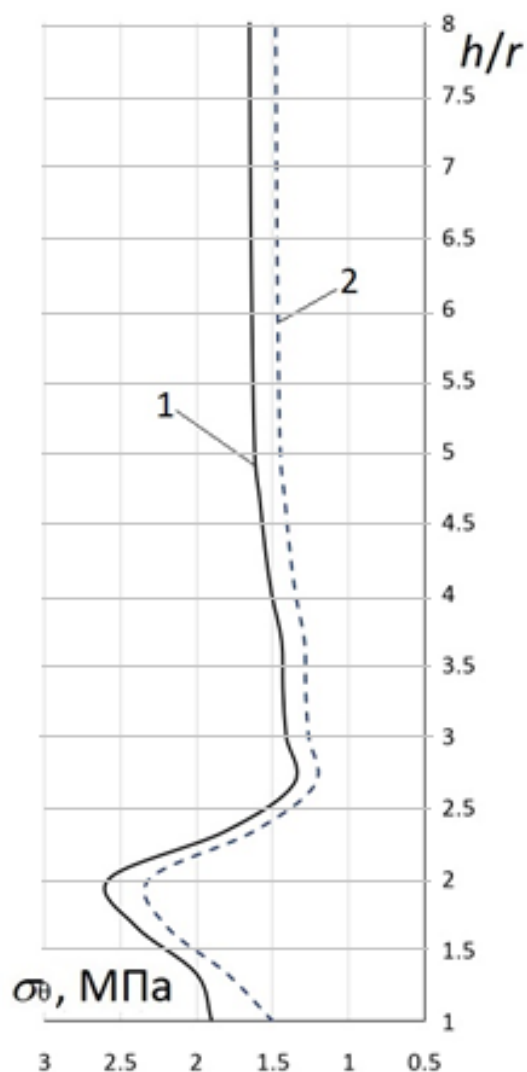


Рисунок 4.9 – Эпюры нормальных тангенциальных напряжений в крепи, взаимодействующей с неоднородным массивом в призабойной зоне ствола:

- 1 – с учетом влияния механизированного комплекса;
- 2 – без учета влияния механизированного комплекса

Крепь при механизированной проходке воспринимает на себя часть не реализованных деформаций массива, что приводит к увеличению средних значений напряжений на стадии наступления статического равновесия в системе и удаления забоя ствола. В зоне контакта разнопрочных слоев в крепи возникают значительные концентрации нормальных тангенциальных напряжений. Они могут привести к образованию локальных зон разрушения в крепи при недостаточном запасе ее прочности. Для исключения развития этих негативных процессов конструкция крепи и технология ее возведения долж-

ны обеспечивать возможность адаптации к изменяющимся горно-геологическим условиям.

4.6 Выводы по главе 4 диссертационной работы

1. Аналитический анализ системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в рамках плоской контактной задачи не охватывает все многообразие горнотехнических и технологических особенностей проходки стволов механизированными комплексами. Необходима разработка и анализ пространственных моделей, учитывающих влияние отдельных элементов системы друг на друга в геометрических и временных измерениях. Наиболее адекватным численным методом для решения поставленной задачи является метод конечных элементов, реализуемый с помощью современных программных комплексов.

2. Для проведения исследования системы разработана пространственная конечно-элементная модель призматической формы. Высота модели составила 80 м, размер грани принят равным десяти диаметрам ствола. Сравнительные расчеты модели и аналитических решений плоской контактной задачи взаимодействия крепи и однородного породного массива показали высокую сходимость результатов с погрешностью не более 2,5%.

3. В рамках первого расчётного случая рассмотрен участок ствола в однородном породном массиве. Проанализировано несколько основных фаз проходки и установлено, что после снятия давления домкратной системы механизированного комплекса происходит интенсивный прирост напряжений в крепи, не характерный для обычного взаимодействия с массивом. Значения напряжений в крепи после удаления забоя ствола и стабилизации массива на 10 - 15% выше. В случае передачи на крепь вертикальных нагрузок от веса комплекса происходит увеличение напряжений в примыкающих к точкам закрепления комплекса участках крепи.

4. Исследовано влияние конфигурации забоя на напряженное состояние породного массива на контуре ствола. Установлено, что максимальные

концентрации напряжений наблюдаются в угловых участках забоя плоской формы. При механизированной разработке с формированием в процессе проходки забоя конусной или уступной формы концентрации напряжений меньше на 10 - 15%, что положительно сказывается на устойчивости ствола и снижает вероятность вывалообразования наряду с отсутствием негативного влияния на массив взрывных работ

5. При механизированной проходке стволов по параллельной технологической схеме на участках разнопрочных пород во временной крепи могут возникать опасные концентрации напряжений. Для исключения развития этих негативных процессов необходимо дальнейшее совершенствование технологических схем механизированной проходки, конструкций крепи стволов и способов ее возведения.

5 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ КРЕПИ И МАССИВА В ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЕ СТВОЛА В ПЕРИОД ПРОХОДКИ

1.1 Общие положения

С целью оценки достоверности полученных ранее результатов теоретических исследований выполнен комплекс экспериментальных исследований при проходке скипо-клетевого ствола рудника «Скалистый».

Проектом предусматривается проходка ствола по параллельной технологической схеме с одновременным монтажом элементов армировки.

Проходческий цикл включает в себя следующие этапы:

1. Бурение шпуров и взрывные работы.
2. Проветривание и приведение забоя ствола в безопасное состояние.
2. Уборка породы.
3. Возведение временной крепи (анкера, сетка и торкрет-бетон) в забое ствола.
4. Возведение монолитной бетонной крепи толщиной 40 см с нижней секции полка с отставанием от забоя 28 - 30 м. Высота заходки по креплению – 4,2 м.
5. Установка элементов жесткой армировки с верхней секции полка.
6. Перемещение секций полка по стволу на новую заходку.

Схема крепления ствола представлена на рис. 5.1.

Временная (опережающая) крепь из анкеров, сетки и торкрет-бетона возводится из забоя ствола по мере уборки породы.

Параметры временной крепи:

1. До относительной отметки «минус» 2000,0 м - набрызгбетон толщиной 200 мм и анкера длиной 3 м, плотность 1 анк/м.кв.
2. Ниже относительной отметки «минус» 2000,0 м - набрызгбетон толщиной 200 мм и анкера длиной 3 м, плотность 1,25 анк/м.кв.

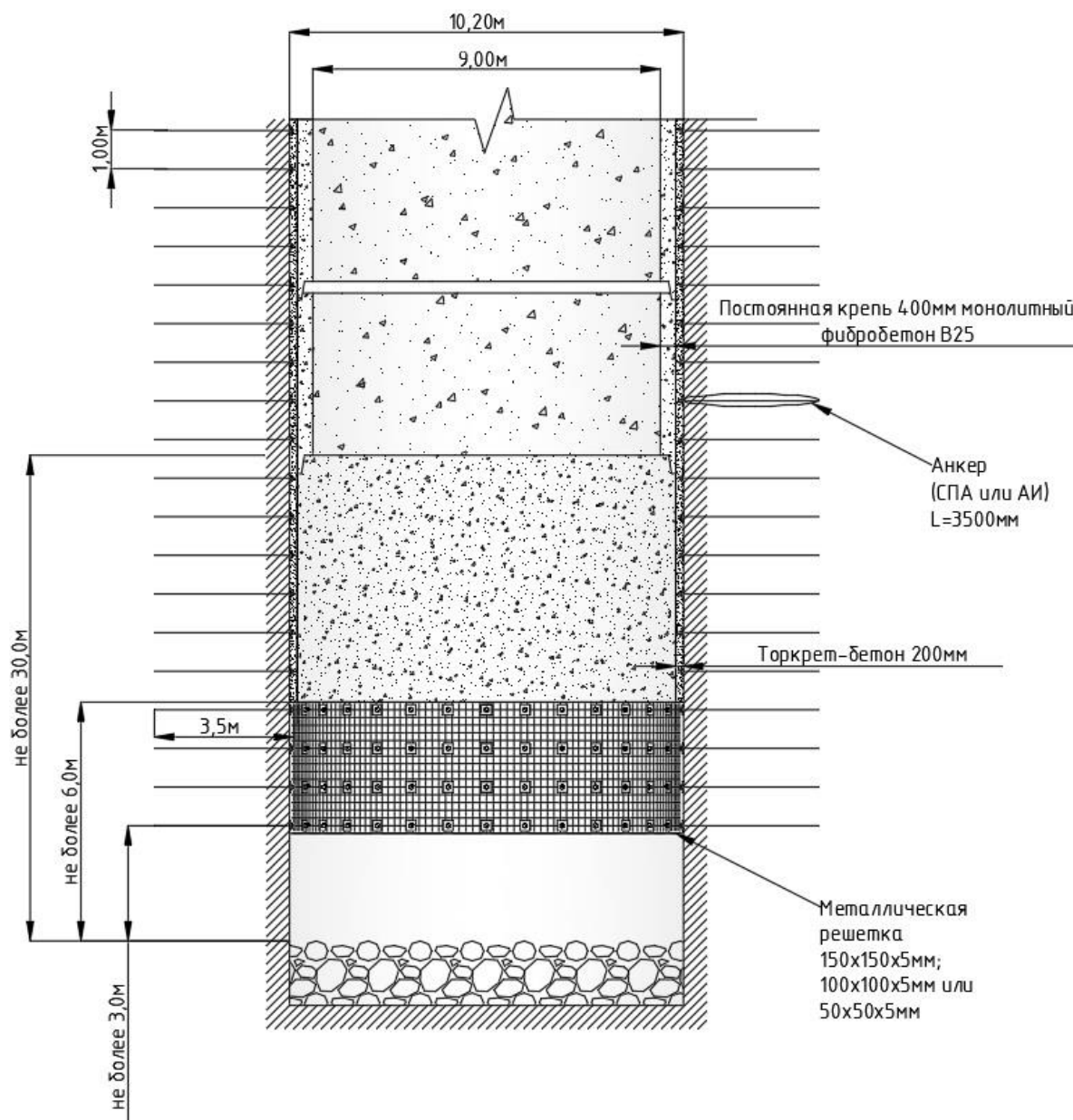


Рисунок 5.1 – Схема крепления ствола

Этапы устройства постоянной крепи:

- спуск, центрирование, герметизация передвижной опалубки постоянной крепи ствола в проектных интервалах;
- укладка бетона за опалубку;
- демонтаж передвижной опалубки после набора прочности не менее 30% от проектной.

Параметры постоянной крепи:

1. До относительной отметки «минус» 2000,0 м – монолитный фибробетон В25 толщиной 400 мм.

2. Ниже относительной отметки «минус» 2000,0 м – монолитный фибробетон В25 толщиной 500 мм.

Между отдельными заходками основной бетонной крепи оставляются технологические швы высотой 300 мм.

5.2 Технические решения замерных станций системы мониторинга напряженно-деформированного состояния крепи ствола СКС-1

Для оценки напряженно-деформированного состояния крепи и массива в призабойной зоне ствола был установлен несколько замерных станций, включающих комплекс датчиков, коммуникаций и средств сбора данных, монтируемых при проходке ствола в крепи для получения достоверных фактических данных о напряженно-деформированном состоянии крепи и окружающего массива пород.

Замерная станция в сечении ствола включает шесть групп струнных датчиков деформаций типа ПЛДС–М-400Р/С:

- 1 - 3 группы в передовой торкрет-бетонной крепи.
- 4 - 6 группы в основной бетонной крепи.

1 - 3 группы датчиков монтировались из забоя ствола с взорванной породы после установки анкеров с сеткой, но до возведения торкрет-бетонной крепи. Датчики устанавливались в тангенциальном направлении (перпендикулярно радиусу ствола) и позволяли определить относительные тангенциальные деформации в торкрет-бетонной крепи.

Схемы размещения датчиков в торкрет-бетонной крепи приведена на рис. 5.1, фото процесса монтажа датчиков на рис. 5.2.

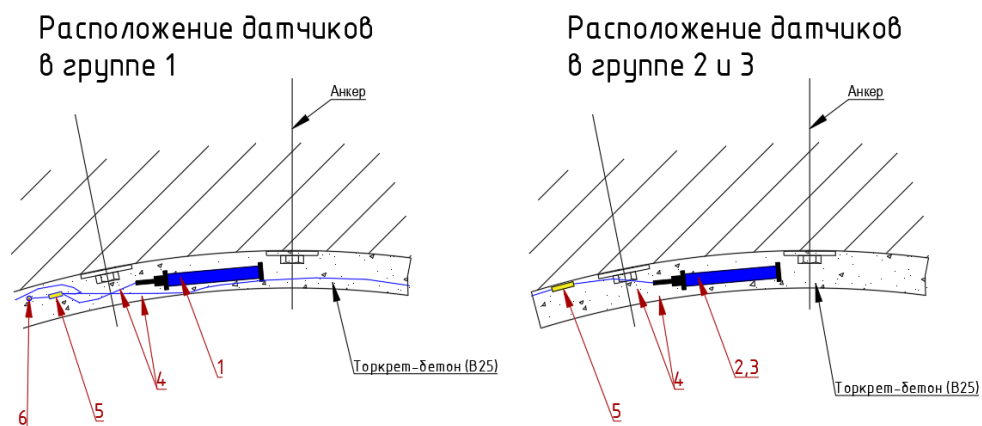


Рисунок 5.1 – Схемы 1-3 групп в торкрет-бетонной крепи:

1,2,3 – датчик линейных деформаций ПЛДС-М-400С; 4 – кабель; 5 – соединительная муфта; 6 – кабель многожильный



Рисунок 5.2 – Фото процесса монтажа датчиков для торкрет-бетонной крепи

4-6 группы датчиков являются основными средствами контроля НДС крепи ствола и монтируются с проходческого полка перед бетонированием основной заходки. Каждая группа включает в себя датчики линейных дефор-

маций, установленных в трех направлениях: тангенциальном, радиальном и вертикальном.

Схемы размещения 4-6 групп датчиков приведены на рис. 5.3, фото группы – на рис. 5.4.

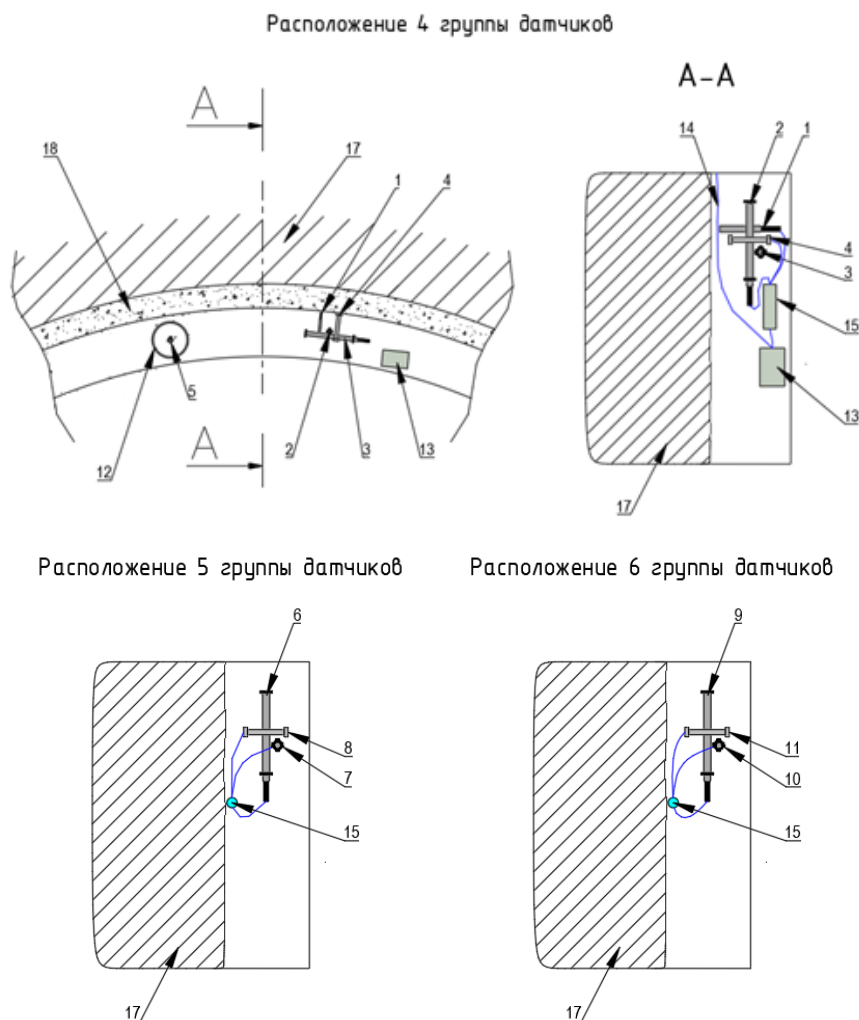


Рисунок 5.3 – Схемы 4-6 групп в бетонной крепи:

4 группа датчиков: 1 - температурный датчик ПТС-М-90-В1; 2 - струнный деформометр ПЛДС-М-400Р; 3 - струнный деформометр ПЛДС-М-400С; 4 - струнный деформометр ТБ-200-ВНИИГ.З; 5 - струнный деформометр ПЛДС-М-400Р; 5 группа датчиков: 6 - струнный деформометр ПЛДС-М-400Р; 7 - струнный деформометр ПЛДС-М-400С; 8 - струнный деформометр ТБ-200-ВНИИГ.З; 6 группа датчиков: 9 - струнный деформометр ПЛДС-М-400Р; струнный деформометр ПЛДС-М-400С; 11 - струнный деформометр ТБ-200-ВНИИГ.З; 12 - усадочный конус; 13 - клеммная коробка для многожильного кабеля; 14 - кабель; 15 - муфта; 16 - шпур; 17 - горная порода; 18 - торкрет-бетон



Рисунок 5.4 – Фото расположения датчиков в группах 4-6

Дополнительно в четвертую группу включался температурный датчик ПТС-М-90-В1 для определения температуры в массиве бетона.

В усадочном конусе размещался струнный деформометр ПЛДС-М-400Р, который, благодаря наличию внешней оболочки, воспринимает на себя только собственные деформации бетона.

Замеры данных на период строительства производились вручную с помощью портативного периодомера МПП по следующему графику:

- 1-я неделя после установки – ежедневно;
- 2-я неделя после установки – 2-3 раза в неделю;
- 3-я и последующие недели – 1 раз в неделю.

Данные снимались с различных этажей проходческого полка, далее после ухода полка с отметки расположения замерной станции – с временной клетки.

5.3 Анализ результатов определения деформаций во временной и основной крепи ствола в период проходки

По результатам обработки опытных данных по трем участкам мониторинга установлено, что для временной набрызгбетонной крепи характерны два интенсивных этапа нагружения.

Первый этап соответствует начальным 20 суткам набора прочности набрызгбетона, когда временная крепь вступает в работу и постепенно нагружается по мере отхода проходческого забоя ствола (рис. 5.5).

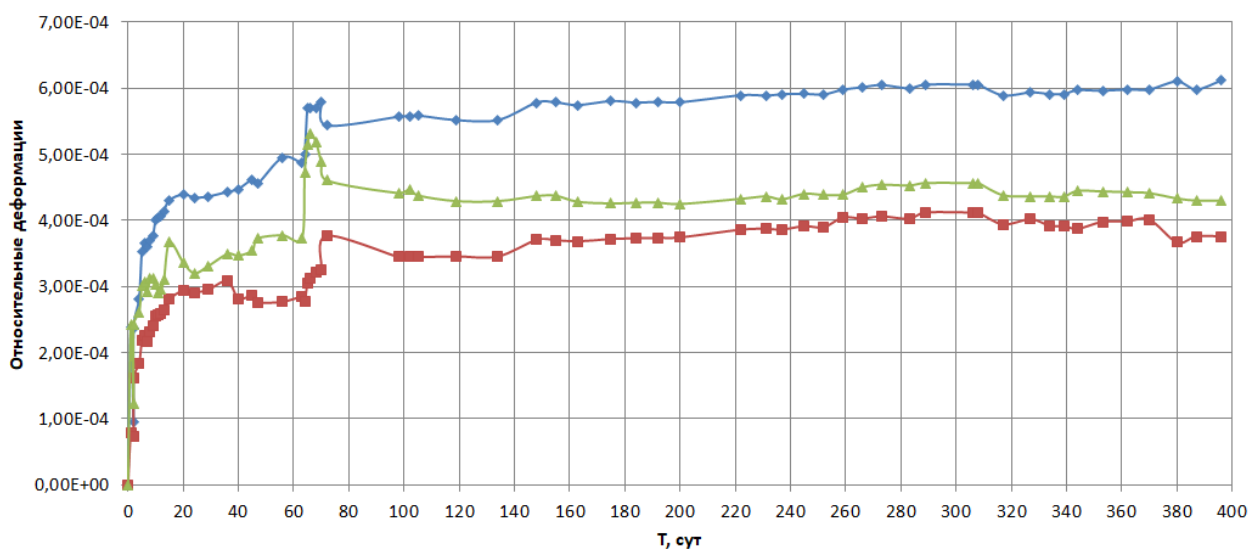


Рисунок 5.5 – Примеры графиков изменения относительных деформаций временной набрызгбетонной крепи после ее возведения на различных участках ствола

Второй этап (60 - 70 суток) соответствует стадии возведения и вступления в работу основной крепи ствола. При этом происходит дополнительное нагружение временной крепи, и она начинает работать в условиях объемного сжатия, как промежуточный слой.

В период наблюдений 80 - 660 сут. выявлена стабилизация деформаций в крепи, что свидетельствует о ее работоспособном состоянии.

На рис. 5.6 - 5.9 приведены графики изменения напряжений и температуры в основной крепи ствола.

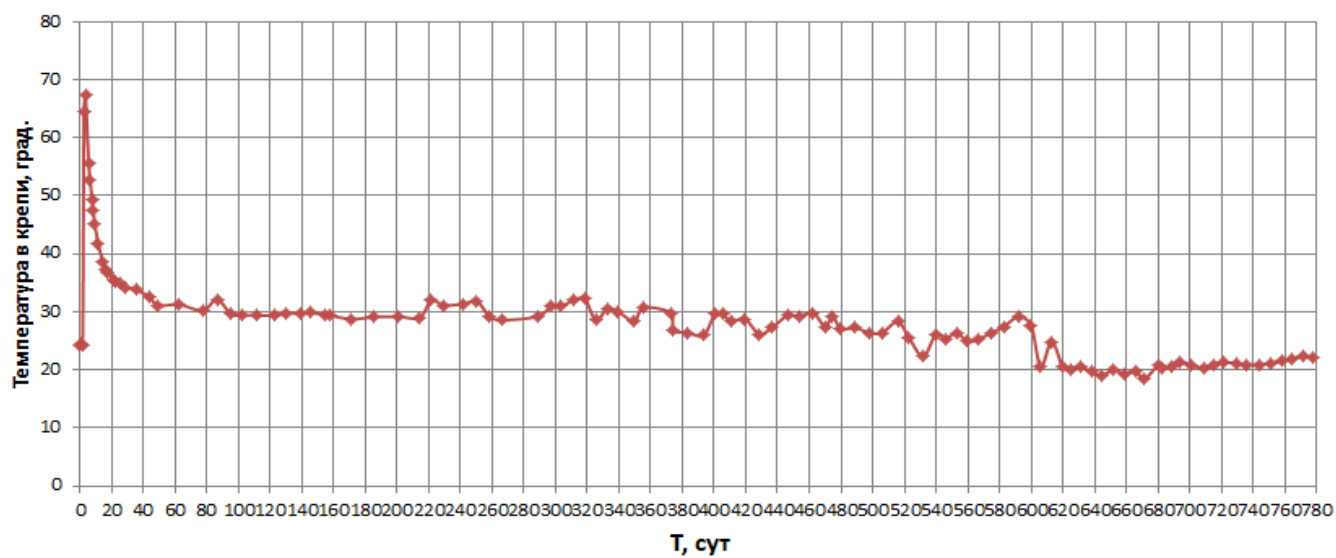


Рисунок 5.6 – График изменения температуры в монолитной бетонной крепи

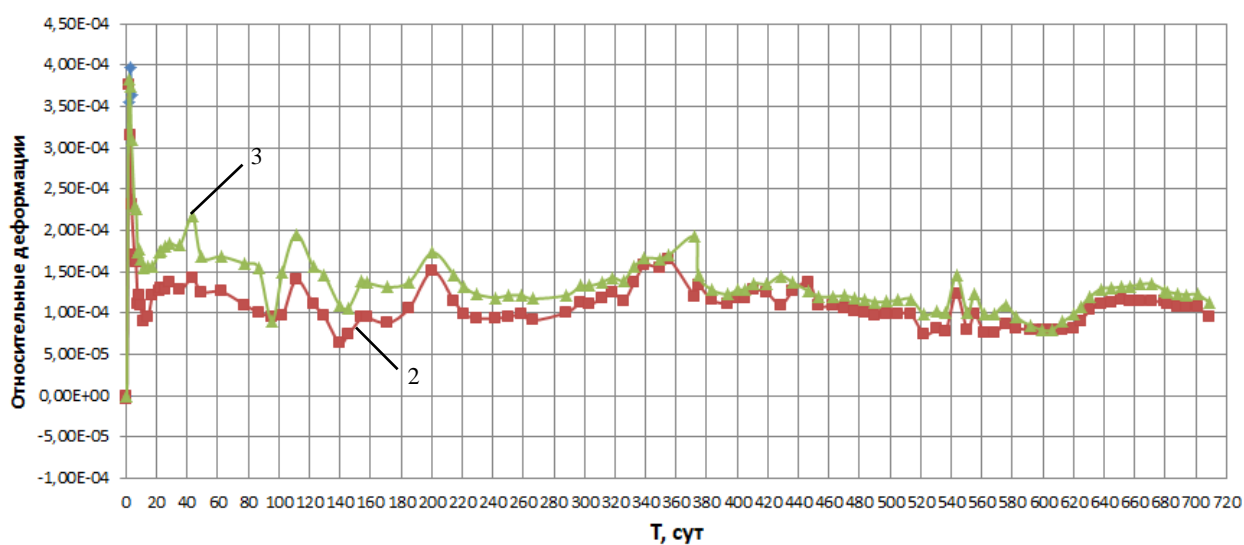


Рисунок 5.7 – Относительные тангенциальные деформации основной крепи (2,3 – номера участков)

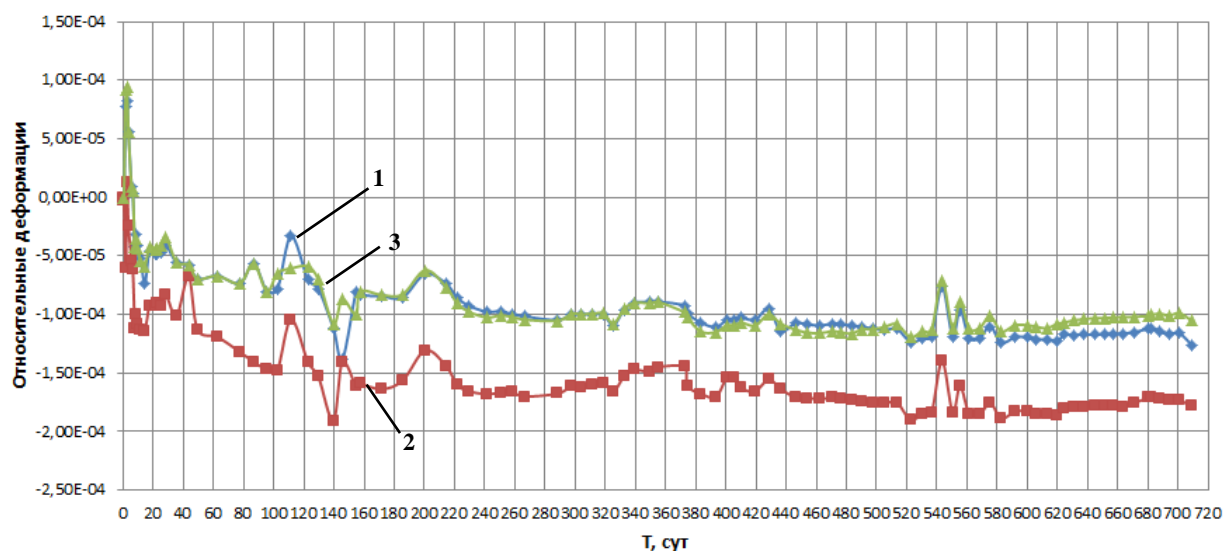


Рисунок 5.8 – Относительные вертикальные деформации основной крепи
(1,2,3 – номера участков)

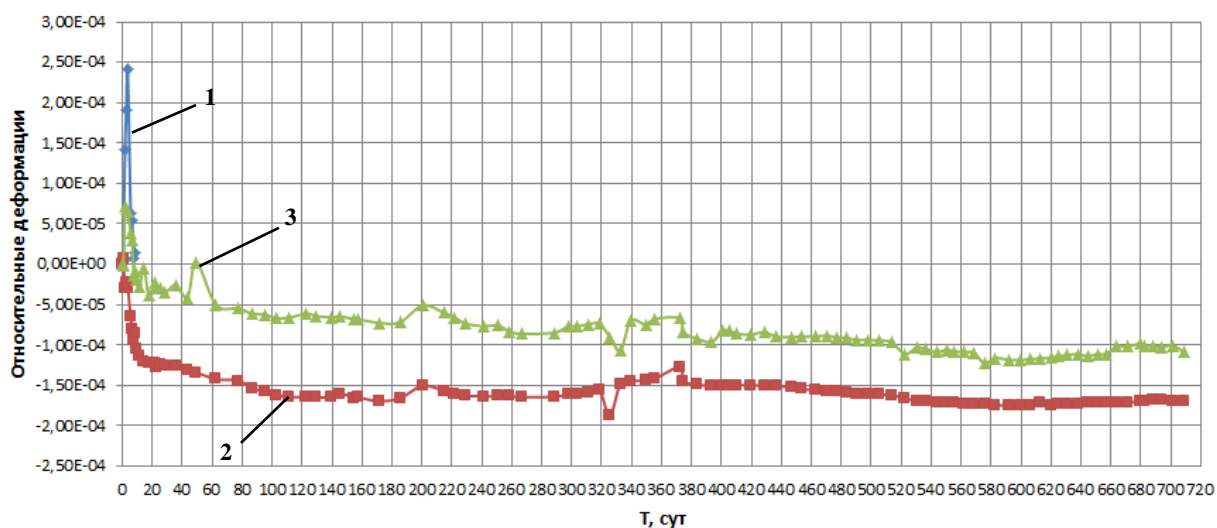


Рисунок 5.9 – Относительные радиальные деформации основной крепи
(1,2,3 – номера участков)

Анализ построенных графиков показывает, что после завершения активной фазы твердения бетона (5 суток) деформации в крепи стабилизировались и в дальнейшем существенных изменений за указанный период наблюдений не наблюдалось.

Временная крепь восприняла на себя основную нагрузку. Таким образом, результаты экспериментальных исследований хорошо согласуются с ранее выявленными теоретическими зависимостями, при этом подтверждено,

что переход на параллельную технологическую схему позволяет значительно уменьшить напряжения в основной крепи.

5.4 Выводы по главе 5 диссертационной работы

1. С целью экспериментального подтверждения выявленных закономерностей взаимодействия временной и постоянной крепи в призабойной зоне ствола проведены исследования напряженно-деформированного состояния крепи и массива при проходке скипо-клетевого ствола рудника «Скалистый» по параллельной технологической схеме. Исследования включали в себя измерения смещений стенок ствола ленточным экстензометром, установку линейных датчиков деформаций струнного типа в передовую набрызгбетонную и основную бетонную крепи, с последующим длительным мониторингом деформаций крепи.

2. По результатам обработки опытных данных по трем участкам мониторинга установлено, что для передовой набрызгбетонной крепи характерны два интенсивных этапа нагружения. Первый этап соответствует начальным 20 суткам набора прочности набрызгбетона, когда временная крепь вступает в работу и постепенно нагружается по мере отхода проходческого забоя ствола. Второй этап (60 - 70 суток) соответствует стадии возведения и вступления в работу основной крепи ствола. При этом происходит дополнительное нагружение временной крепи, и она начинает работать в условиях объемного сжатия, как промежуточный слой. В период наблюдений 80 - 400 сут выявлена стабилизация деформаций в крепи, что свидетельствует о ее работоспособном состоянии

3. В основной крепи за отчетный период зафиксировано незначительный уровень напряжений. Наиболее активно деформации развивались в процессе твердения бетона из-за высоких температур. Это свидетельствует об эффективности применения параллельной технологической схемы проходки ствола, обеспечивающей предварительную разгрузку массива.

6 ПРАКТИЧЕСКОЕ ПРИМЕНЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ДИССЕРТАЦИОННОГО ИССЛЕДОВАНИЯ ПРИ ОБОСНОВАНИИ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ПРОХОДКИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Обоснованные в главах 2-4 диссертационной работы параметры механизированной технологии проходки вертикальных стволов с вариативными скоростями позволяют комплексно учесть горно-геологические условия, технологические факторы, геометрические и конструктивные характеристики ствола и произвести технико-экономически обоснованный выбор эффективной схемы горнопроходческих работ. Реализация этих разработок в конкретных условиях позволит более точно оценить практическую значимость полученных результатов и разработать уточнённые рекомендации по их внедрению.

В качестве объекта исследований приняты главный и вспомогательный стволы шахты «Мао Кхе», Вьетнам.

Главный ствол имеет глубину 445 м, диаметр в свету 5,5 м. Основная камера загрузочных устройств расположена на отм. -368,82 м.

Вспомогательный ствол имеет глубину 470 м, диаметр в свету 6,5 м. Сопряжения ствола с выработками околоствольного двора расположены на отметках «минус» 230 м, «минус» 315 м, «минус» 400 м. Таким образом, глубина двух стволов близка к определенной ранее пороговой величине 500 м, что позволяет сравнить варианты проходки стволов, как буровзрывным, так и механизированным способом.

6.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий строительства. Определение скорости и продолжительности проходки стволов

Геологический разрез по главному стволу представлен следующими типами горных пород: наносный слой, дресвяник, песчаник, алевролит, аргиллит, углистый сланец, выветрелый уголь и уголь.

Общая толщина наносных слоев по оси главного ствола составляет 4,1 м, вспомогательного – 6,2 м. Слои вскрываются в подготовительном периоде и далее не учитываются. Характеристики слоев коренных пород приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Сводные экспериментальные результаты по физико-механическим свойствам пород

Физико-механические свойства	Породы				
	Главный ствол				
	Дресвяник	Песчаник	Алевролит	Аргиллит	Уголь
Сопротивление пород одноосному сжатию, МПа	54,5	82,5	54,3	30,6	14,2
Объемный вес, г/см ³	2,61	2,65	2,66	2,46	1,87
Общая мощность слоев по протяженности ствола, м	191,3	114,8	78,9	39,9	16,0
Удельная доля, %	43,4	26,1	17,9	9,0	3,6
	Вспомогательный ствол				
Сопротивление пород одноосному сжатию, МПа	57,3	82,0	49,8	29,9	14,3
Объемный вес, г/см ³	2,60	2,66	2,60	2,67	1,88
Общая мощность слоев по протяженности ствола, м	242,5	80,9	92,8	13,8	33,8
Удельная доля, %	52,3	17,4	20,0	3,0	7,3

Сейсмичность района строительства составляет 8 баллов. Величины водопритоков в забое стволов наиболее значительны в верхней части разреза и изменяются в диапазоне от 2 до 20 м³/ч.

На основе анализа горно-геологических условий горные породы разделены на 3 участка по разрабатываемости механизированным комплексом:

I участок – аргиллиты и уголь, 12,6% протяженности главного и 10,3% - вспомогательного стволов;

II участок – алевролиты и дресвяник, 61,3% и 72,3% соответственно;

III участок – песчаник, 26% и 17,4%.

По каждому выделенному участку определены параметры организации проходки ствола механизированным комплексом в соответствии с рекомендациями главы 2 диссертационной работы. Результаты расчета сведены в таблицу 6.2.

Таблица 6.2 – Определение параметров механизированной проходки стволов по выделенным участкам

Наименование параметра	Главный ствол			Вспомогательный ствол		
	I уч.	II уч.	III уч.	I уч.	II уч.	III уч.
Производительность комплекса Q_i , м ³ /ч	7,45*	3,81	2,68	10,07	3,76	2,7
Площадь ствола в черне $S_{вч}$, м ²	35,24	33,17	33,17	46,54	44,16	44,16
Коэффициент k_k	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
Коэффициент k_t	0,65	0,65	0,72	0,65	0,65	0,72
Техническая скорость V_{Ti} , м/сут.	7,56	4,11	3,03	7,74	3,05	2,29
Расчетная продолжительность проходки $t_{пр}$, мес.	3,7			5,05		
Директивная продолжительность проходки t_D , мес.	5,51			6,53		
Оптимизационный запас времени на проходку $t_{рез}$, мес.	1,81			1,48		

*Примечание. Результаты получены исходя из следующих предпосылок:

1. Производительность определена по формуле (2.6) для комплекса типа SBR компании «Херренкнехт». Коэффициент k_k принят приближённо по данным практики.

2. Площадь ствола и коэффициент k_T (см. ф-лу (2.9)) определены с учетом проектных решений по креплению: 1 участок – монолитная железобетонная крепь толщиной 600 мм, 2 участок – то же толщиной 500 мм, 3 – участок – монолитная бетонная крепь толщиной 500 мм.
3. Параметры V_{Ti} , $t_{пр}$, $t_{рез}$ определены соответственно по выражениям (2.7), (2.10), (2.12).

Полученные результаты удовлетворяют условиям (2.11), что позволяет сделать вывод об эффективности применения механизированной технологии проходки. Однако с учетом того, что глубины рассматриваемых стволов находятся за нижней границей выделенного в настоящем исследовании диапазона 500 – 1500 м, целесообразно провести дополнительный технико-экономический анализ.

В качестве базового варианта принята буровзрывная технология проходки стволов с нормативными техническими скоростями – 55 м/мес. Механизированная технология проходки характеризуется большей величиной одноэтапных капитальных вложений. При этом обеспечивается эффект от уменьшения трудоёмкости работ, оплаты труда проходчиков, экономии условно-постоянной части накладных расходов из-за меньшей продолжительности проходки стволов, от более раннего ввода горного предприятия в эксплуатацию, уменьшения потерь от «замораживания» в период строительства капитальных вложений. Результаты расчета для двух стволов сведены в таблицу 6.3.

Таблица 6.3 – Расчётные значения показателей сравнительной экономической эффективности механизированной проходки стволов

Наименование показателя	Формула расчета *	Значения показателя, тыс. руб.	
		Главный ствол	Вспомогательный ствол
Увеличение одноэтапных капитальных вложений	$\Delta K = K_{i+1} - K_i ;$ $K_i = C_{cmi} \left(1 + \frac{K_B + K_3 + K_C + K_H}{100} \right)$	86801,37	78735,09
Снижение потерь от «замороженных» в период проходки капитальных вложений	$\Delta П = П_{i+1} - П_i ;$ $П_i = E K_i t_{при}$	- 32773,98	-28627,36
Снижение затрат (эффект) от меньшей трудоемкости работ	$\Delta T_{TP} = K_{TP} \cdot \Delta T_{TP}$	34754,78	38909,73
Снижение затрат (эффект) от меньшей величины оплаты труда	$\Delta OT = K_{OT} \cdot K_P \cdot \Delta HP$	10424,17	10874,29
Экономия условно-постоянной части накладных расходов	$\Delta y_{np} = K_{yn} \cdot HP \cdot \left(1 - \frac{t_{при+1}}{t_{при}} \right)$	12568,17	10714,69
Эффект от более раннего ввода горного предприятия в эксплуатацию	$\Delta p = E \cdot K_{i+1} \cdot \Delta t_{np}$	36098,92	34237,24
Снижение приведенных строительных расходов	$\Delta \Delta_{np} = \Delta_{при+1} - \Delta_{при} ;$ $\Delta_{при} = E \cdot K_i - E(\Delta T_{TP} + \Delta OT + \Delta y_{np} + \Delta p - П_i)$	-3981,86	-4462,82

*Примечание. В формулы входят следующие величины:

C_{cmi} – сметная стоимость строительства по i -варианту; K_B – норматив на титульные временные здания и сооружения, в процентах от сметной стоимости СМР; K_3 – норматив дополнительных затрат на производство строительно-монтажных работ в зимнее время, в процентах от сметной стоимости СМР; K_C – страховые взносы в процентах от сметной стоимости СМР; K_H – норматив резерва на непредвиденные работы, в процентах от смет-

ной стоимости СМР; E – норма дисконта; $K_{тр}$ – стоимость 1 чел-часа проходчика усредненного разряда; $\Delta T_{тр}$ – разница нормативной сметной трудоёмкости проходки стволов по вариантам, в чел-час.; $K_{от}$ – доля оплаты труда рабочих и административно-хозяйственного персонала, учтённая в накладных расходах; K_p – территориальный коэффициент к заработной плате; НР – накладные расходы; $K_{уп}$ – условно-постоянная часть накладных расходов; $\Delta t_{пр}$ – разница сроков проходки стволов сравниваемых вариантов.

Таким образом, по приведенным строительным расходам механизированная технология проходки более эффективна чем буровзрывная в рассматриваемых условиях.

6.2 Анализ взаимодействия системы «проходческий комплекс – крепь – породный массив». Сравнительная оценка напряженно-деформированного состояния крепи на различных участках ствола

В соответствии с методикой, разработанной в главе 3 диссертационной работы, выполнен анализ взаимодействия системы «проходческий комплекс – крепь – породный массив» на 3-х характерных участках главного и вспомогательного шахтных стволов.

В качестве основной принята схема взаимодействия системы в призабойной зоне при проходке ствола по совмещенной технологической схеме (рис. 2.1). Рассмотрены три основные фазы взаимодействия и определены максимальные нормальные тангенциальные напряжения в крепи (на внутреннем контуре) на момент наступления статического равновесия.

В качестве альтернативных вариантов рассмотрена буровзрывная технология проходки по параллельной и совмещенной технологическим схемам.

Для параллельной схемы запроектирована двухслойная крепь с первоначальным устройством набрызгбетонной рубашки и последующим возведением основной монолитной бетонной или железобетонной крепи в зависимости от участка ствола.

Алгоритм расчета многослойной крепи рассмотрим на примере проверочного расчета для главного ствола на глубине $H=420$ м (1 участок, представленный слабыми аргиллитами).

Исходные данные:

- характеристики вмещающих пород: модуль деформации, $E_0=2490$ МПа; начальный коэффициент поперечной деформации, $\nu_0=0,3$;
- средний объемный вес вышележащей толщи пород, $\gamma=0,027$ МН/м³;
- толщина железобетонной крепи $t_1=450$ мм;
- толщина набрызгбетонной крепи, $t_2=110$ мм;
- характеристики бетона железобетонной крепи (класс В25): начальный модуль упругости бетона, $E_1=30000$ МПа; начальный коэффициент поперечной деформации, $\nu_1=0,2$, расчетное сопротивление бетона одноосному сжатию, $R_{b1}=14,5$ МПа [83];
- характеристики бетона набрызгбетонной крепи (класс В20): начальный модуль упругости бетона, $E_2=27500$ МПа; начальный коэффициент поперечной деформации, $\nu_2=0,2$, расчетное сопротивление бетона одноосному сжатию, $R_{b2}=11,5$ МПа [83];
- характеристики арматуры железобетонной крепи (арматура А400): расчетное сопротивление арматуры для предельных состояний первой группы $R_s=350$ МПа, модуль упругости арматуры $E_A=200000$ МПа.

В соответствии с рекомендациями п. 6.1.15 [83] при продолжительном действии нагрузки значения модуля деформаций бетона определяют по формуле

$$E_{b,\tau} = \frac{E_b}{1 + \varphi_{b,cr}}, \quad (6.1)$$

где $\varphi_{b,cr}$ – коэффициент ползучести бетона, принимаемый 6.12 [3], для класса бетона В25 $\varphi_{b,cr} = 1,8$, для класса бетона В20 $\varphi_{b,cr} = 2,0$.

Модуль деформации бетона класса В25 $E_{b,\tau} = 10715$ МПа.

Модуль деформации бетона класса В20 $E_{b,\tau} = 9166,6$ МПа.

Крепь ствола в соответствии с рекомендациями [74] рассматривается как многослойное кольцо, расположенное в однородном упругом массиве пород бесконечного радиуса. Всего выделено 6 расчетных слоев (рис. 5.1).

Слои 2 и 4 рассматриваются как квазиоднородные с приведенным модулем деформации.

Расчетные горизонтальные напряжения в массиве пород определяем по формуле (8) приложения 22 [74]:

$$N = \lambda \cdot \gamma \cdot H = 0,43 \cdot 0,027 \cdot 420 = 4,87 \text{ МПа}, \quad (6.2)$$

где λ – коэффициент бокового распора,

$$\lambda = \frac{\nu_0}{1 - \nu_0} = \frac{0,3}{1 - 0,3} = 0,43;$$

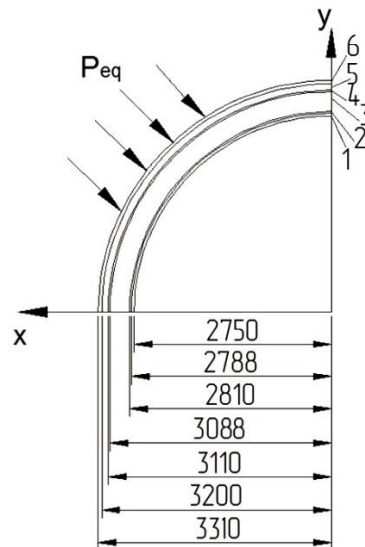


Рисунок 6.1 – Расчетная схема крепи:

- 1 – внутренний слой железобетонной крепи; 2 – слой арматуры внутреннего кольца;
- 3 – промежуточный слой железобетонной крепи; 4 – слой арматуры внешнего кольца;
- 5 – наружный слой железобетонной крепи; 6 – слой набрызгбетона

Эквивалентные напряжения, приложенные на бесконечности в соответствии с рекомендациями [17,74] могут быть определены из выражения

$$P_{eq} = p_0^{(0)} \frac{2}{\chi_0 + 1} = 4,87 \frac{2}{1,8 + 1} = 3,48 \text{ МПа}, \quad (6.3)$$

где χ_0 – коэффициент вида напряженного состояния, при плоской деформации

$$\chi_0 = 3 - 4\nu_0 = 3 - 4 \cdot 0,3 = 1,8.$$

Далее определяются коэффициенты передачи внешних нагрузок $K_{0(i)}$ последовательно для всех слоев расчетной схемы, начиная с внутренних и заканчивая бесконечным слоем пород по рекуррентным формулам. Затем находятся напряжения на контактах слоев по рекуррентной формуле. При равномерной внешней нагрузке она имеет следующий вид:

$$p_{0(i-1)} = p_{0(i)} K_{0(i)}. \quad (6.4)$$

Коэффициенты передачи нагрузок (контактных напряжений) через 1-й слой равны нулю $K_{0(1)}=0$.

Вычисляются нормальные тангенциальные напряжения на внутреннем и внешнем контуре каждого слоя, необходимые для оценки прочности крепи.

Результаты расчёта крепи представлены в табл. 6.4.

Таблица 6.4 – Результаты расчета многослойной крепи главного ствола на участке 1

№ слоя	Радиальные контактные напряжения, МПа	Нормальные тангенциальные напряжения, МПа			
		в бетоне		в арматуре	
		на внутреннем контуре	на внешнем контуре	на внутреннем контуре	на внешнем контуре
1	0,07	5,29	5,21		
2	0,78	5,20	5,16	97,02	96,27
3	1,17	5,34	4,95		
4	1,74	4,67	4,64	87,22	86,61
5	1,83	5,05	4,96		
6	1,91	4,31	4,23		

Аналогичные расчеты выполнены для всех участков главного и вспомогательного вертикальных стволов. При расчете механизированной технологии учитывалось влияние скорости проходки и механизированного комплекса в соответствии с рекомендациями главы 3 диссертационной работы. Результаты расчета сведены в таблицу 6.5.

Анализ полученных данных показывает, что применение механизиро-

ванной технологии проходки с технически обоснованными скоростями позволяет обеспечить более благоприятный режим работы крепи по сравнению с буровзрывной технологией проходки ствола по совмещенной схеме.

Переход на параллельную технологическую схему с применением буровзрывных работ оказывается эффективным только в относительно устойчивых породах (песчаниках), но требует дополнительных затрат на возведение временной крепи. Также в расчетах не учитывалось негативное влияние на окружающий породный массив взрывных работ, приводящих к формированию дополнительной техногенной нарушенности.

Таблица 6.5 – Результаты расчета крепи ствола на протяженных участках

Наименование параметра	Главный ствол			Вспомогательный ствол		
	I уч.	II уч.	III уч.	I уч.	II уч.	III уч.
Расчётная глубина, м	420,0	363,4	319,7	392,0	383,5	450,7
Коэффициент k_v	4,51	2,53	1,86	1,63	1,22	4,02
Коэффициент k_p	2,18	2,07	1,74	2,28	2,33	2,62
Максимальные напряжения в бетоне крепи, МПа: - буровзрывная технология (параллельная схема)	5,340	4,043	4,039	6,077	6,649	4,839
- буровзрывная технология (совмещенная схема)	7,178	5,617	5,928	8,189	9,29	6,577
- механизированная технология	3,206	3,701	4,873	4,002	8,741	5,707

6.3 Численное моделирование ствола на участках приствольных выработок и неоднородных пород

Анализ напряженно-деформированного состояния крепи на участках приствольных выработок и неоднородных пород выполнен методом численного моделирования в соответствии с алгоритмом, приведенным в главе 4 диссертационной работы.

В главном стволе проектом предусматривается устройство односто-

ронней камеры загрузочных устройств на горизонте -350 м.

Во вспомогательном стволе сооружаются двухсторонние сопряжения на отметках -400 м; -315 м; -230 м.

Примеры центральных сечений конечно-элементных моделей стволов с изополями эквивалентных напряжений представлены на рис. 6.2.

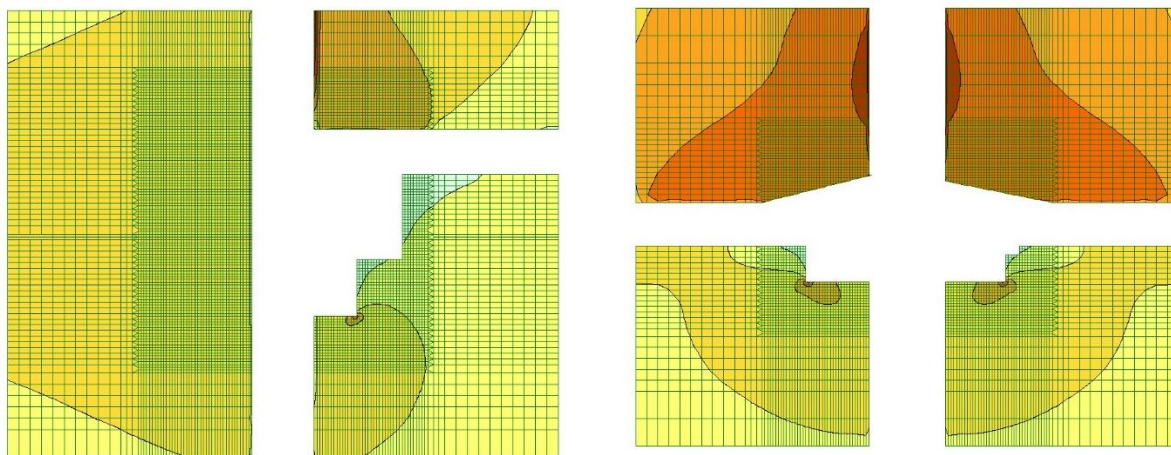


Рисунок 6.2 – Сечения численных моделей участков приствольных выработок с изополями главных напряжений

На основании анализа результатов расчетов в главном стволе выделены 5 характерных областей влияния камеры загрузочных устройств, в которых возникают напряжения максимальной интенсивности:

1. Стенка ствола напротив проема камеры загрузочных устройств.
2. Крепь ствола над сводом камеры загрузочных устройств.
3. Крепь свода камеры загрузочных устройств.
4. Крепь боковой стенки камеры загрузочных устройств.
5. Крепь ствола ниже почвы камеры загрузочных устройств.

Для последнего участка произведена оценка совместного влияния на крепь ствола механизированного комплекса и приствольной выработки.

Результаты расчета по четырём выделенным областям представлены в табл. 6.6.

Таблица 6.6 – Результаты расчета участка камеры загрузочных устройств на отм. -350 м

№ области	Максимальные эквивалентные напряжения в крепи, МПа	То же с учетом влияния механизированного комплекса, МПа
1	7,33	-
2	8,25	-
3	7,98	-
4	7,88	-
5	7,26	7,59

Для сопряжений выделены 4 характерных области влияния приствольной выработки:

1. Стенка ствола между проемами сопряжений.
2. Крепь ствола над сводом сопряжения.
3. Крепь свода сопряжения.
4. Крепь ствола ниже проема сопряжений.

Для четвертой области дополнительно произведена оценка влияния проходческого комплекса. Полученные результаты сведены в таблицу 6.7.

Таблица 6.7 – Результаты расчета участков сопряжений

№ области	Максимальные эквивалентные напряжения, МПа		
	горизонт -400 м	горизонт -315 м	горизонт -230 м
1	11,36	12,41	5,68
2	13,21	14,10	6,46
3	12,63	13,54	6,20
4	12,17/12,57*	11,12/11,63	5,10/5,54

*Примечание: в знаменателе даны значения напряжений с учетом влияния механизированного комплекса.

Полученные результаты позволяют сделать вывод о некотором влиянии механизированной технологии проходки на напряженно-деформированное состояние крепи стволов в зонах влияния приствольных выработок и хорошо согласуются с выводами главы 4 диссертационной работы.

На следующем этапе исследований выполнен анализ напряженно-деформированного состояния крепи на участке неоднородных пород.

Слои в зоне строительства стволов имеют горизонтальное залегание.

На рисунке 6.3 представлены примеры эпюр нормальных тангенциаль-

ных напряжений в крепи на участке вспомогательного ствола, представленного среднеустойчивыми песчаниками, включающими слой слабого аргиллита мощностью 2,6 м.

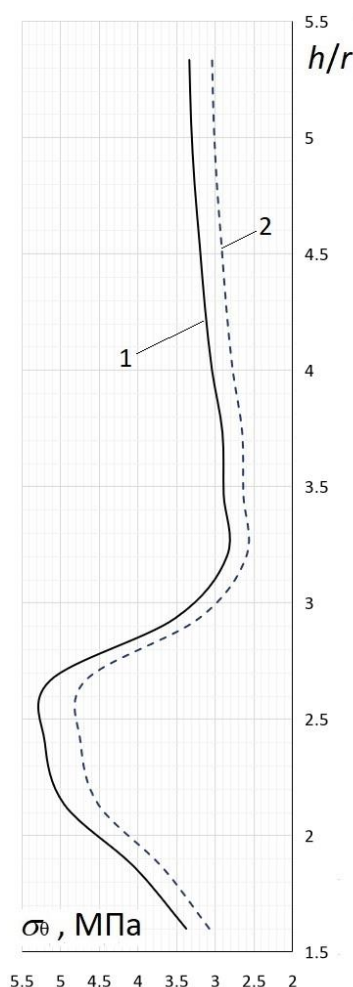


Рисунок 6.3 – Эпюры нормальных тангенциальных напряжений в крепи, взаимодействующей с неоднородным массивом в призабойной зоне ствола:

- 1 – с учетом влияния механизированного комплекса;
- 2 – без учета влияния механизированного комплекса

Из рис. 6.3 видно, что на высотной отметке расположения низкопрочного слоя аргиллита ($2,05 - 2,65 h/r$) наблюдается скачок напряжений. При учете воздействий домкратной системы механизированного комплекса достигаются большие значения максимальных напряжений – 5,3 МПа. Аналогичные результаты получены и на других участках главного и вспомогательного стволов в неоднородных породах.

6.4 Рекомендации по проектированию механизированной технологии проходки шахтных стволов

В настоящее время проектирование вертикальных стволов осуществляется в соответствии с рекомендациями [74,82].

При проектировании необходимо изучить процесс взаимодействия крепи ствола с породным массивом в течение всего жизненного цикла объекта. При этом следует учитывать:

- фактическое напряженное состояние вмещающего массива;
- геологическое строение пород, их природную и техногенную трещиноватость;
- исходные и меняющиеся в условиях эксплуатации выработок свойства окружающих пород и самой крепи;
- технологию проходки ствола.

Учет технологии проходки в настоящее время производится рядом коэффициентов и расчетных параметров, не отражающих особенности взаимодействия системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив».

В общем случае крепь ствола необходимо рассчитывать на неравномерно распределенную по окружности ствола радиальную нагрузку и контактные касательные нагрузки (рис. 6.4). Расчет ведется по опасному сечению.

Нагрузки делятся на постоянные, длительные кратковременные и особые.

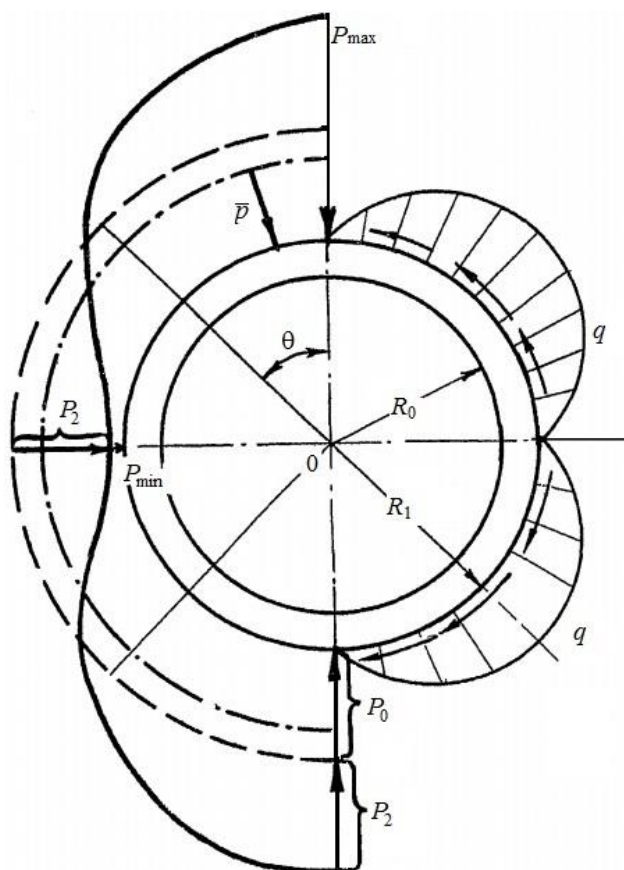


Рисунок 6.4 – Расчетная схема крепи вертикального ствола:

P_{\max} – максимальная нагрузка; P_{\min} – минимальная нагрузка; \bar{P} – средняя нагрузка,

P_0 – равномерная часть нагрузки; P_2 – неравномерная часть нагрузки;

q – касательные напряжения

Нагрузки, передаваемые на крепь механизированным комплексом, относятся к кратковременным.

Давление домкратной системы механизированного комплекса, передаваемое на породный массив, определяется его техническими параметрами и диаметром ствола. При проходке в связных, деформативных грунтах следует учитывать величину обжатия грунта домкратной системой. С учетом указаний [19] она может быть определена из выражения

$$S_c = \frac{P_D h_D m_0}{1+e} \left(a + b \cdot \ln \frac{r_D}{h_D} \right), \quad (6.1)$$

где P_D – давление домкратной системы механизированного комплекса, кПа;

h_D – высота домкратной секции, м;

m_0 – коэффициент сжимаемости грунта, кПа⁻¹;

e – начальный коэффициент пористости;

a, b – коэффициенты, определяемые технологической схемой механизированной проходки;

r_D – размер деформируемой зоны грунта, м.

Нагрузки, передаваемые на крепь при подвеске комплекса на анкерах, определяются с учетом веса комплекса и количества точек подвески. Максимальный изгибающий момент в заделке анкера может быть найден по формуле:

$$M = \frac{Q_c l}{n} k_d k_n, \quad (6.2)$$

где Q_c – вес комплекса, кН;

l – вылет анкера, м;

n – число точек подвески комплекса к крепи ствола;

k_d – коэффициент, учитывающий динамическую составляющую нагрузки при подвеске комплекса;

k_n – коэффициент, учитывающий влияние соседних анкеров.

На основании сбора нагрузок составляются расчетные сочетания усилий и производятся расчеты крепи на протяженных участках стволах в соответствии с указаниями главы 3 и участках неоднородных пород и приствольных выработок в соответствии с указаниями главы 4, которые позволяют учесть влияние механизированного комплекса.

Окончательный выбор технологической схемы сооружения ствола должен осуществляется на основании технико-экономического сравнения вариантов механизированной и буровзрывной технологии проходки. Алгоритм сравнения рассмотрен в главе 2 диссертационной работы, пример реализации в п. 6.1. Результаты сравнения рекомендуется представить в табличной форме (табл. 6.9). Предварительно рекомендуется ранжирование участков по классам в соответствии с указаниями табл. 6.8.

Таблица 6.8 - Класс участка ствола в зависимости от эффективности механизированной технологии проходки

Класс	Оценка	Технически обоснованная скорость проходки ствола, м/сут.
A	Весьма благоприятный	более 7
B	Благоприятный	4 - 7
C	Относительно благоприятный	2 - 4
D	Неблагоприятный	менее 2

Таблица 6.9 – Таблица оценки технико-экономической эффективности механизированной технологии проходки ствола

Категория участка ствола	Суммарная протяженность участков, м	Технически обоснованная скорость проходки, м/сут.	Продолжительность проходки, мес.	Величина капитальных вложений, тыс. руб.	Приведенные строительные затраты, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
I					
II					
III					
...					
Итого по стволу					

По результатам сравнения производится расчет вариантов поточной организации строительства ствола, базирующихся на принятых технологических схемах оснащения, проходки устья и технологического отхода, протяженной части ствола, расчески приствольных выработок, армирования и переоснащения ствола. Определяются детерминированная продолжительность строительства, строятся графики строительства, движения рабочих, машин и механизмов.

Выбор типа крепи в соответствии с указаниями [82] производится на

основании определения критерия устойчивости пород вокруг ствола.

Для обеспечения наиболее эффективного взаимодействия системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» целесообразно применение технических решений по креплению, представленных в таблице 6.10.

Таблица 6.10 – Рекомендуемые технические решения по креплению стволов при механизированной технологии проходки

Категория устойчивости ствола	Рекомендуемые технические решения по креплению ствола
I Устойчивое	Облегченная набрызгбетонная крепь
II Среднеустойчивое	Комбинированная набрызгбетонная крепь в сочетании с сеткой и анкерами
III Неустойчивое	Монолитная бетонная крепь Монолитная железобетонная крепь Монолитно-прессованная бетонная (фибробетонная) крепь Монолитная бетонная крепь в сочетании с опережающей анкерной натяжной крепью
IV Очень неустойчивое	Жесткая блочная, тюбинговая крепь Блочная, тюбинговая крепь с внешним податливым слоем

В стволах, отнесенных к III и IV категории устойчивости, дополнительно применяются специальные способы строительства, в частности замораживание и тампонаж пород.

Крепление стволов монолитно-прессованной бетонной крепью можно отнести к перспективным направлениям дальнейшего совершенствования механизированной технологии проходки. Принципиальная схема возведения крепи показана на рисунке 6.5. Проходческий цикл реализуется в следующей последовательности. Производится разработка забоя ствола механизированным комплексом на высоту заходки с одновременной уборкой породы. По окончании работ, комплекс опускается на новую заходку, шиты домкратной системы выводятся в проектное положение и плотно фиксируются в несущем

поддоне. Через тампонажные отверстия производится нагнетание бетонной смеси. На уложенный бетон поэтапно передается давление домкратной системы P_d через щиты. После достижения проектных значений давления возобновляется разработка забоя ствола при одновременном наборе прочности бетона заходки под действием прессующего давления.

Для повышения сопротивления крепи напряжениям растяжения и изгиба могут применяться фибробетонные смеси.

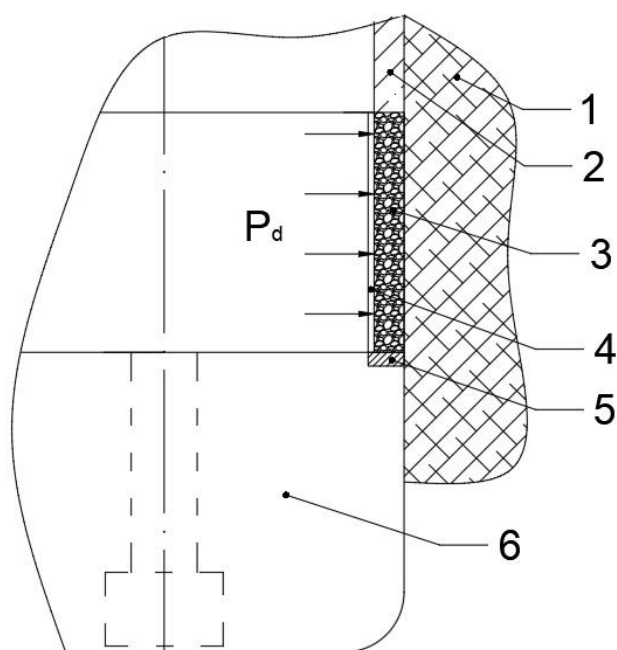


Рисунок 6.5 – Схема возведения монолитно-прессованной бетонной крепи:

1 – породный массив; 2 – предыдущая заходка крепи; 3 – свежесуспензия бетона новой заходки; 4 – щиты домкратно-опалубочной системы; 5 – несущий поддон, 6 – забой ствола

Опережающая анкерная натяжная крепь позволяет эффективно использовать особенности взаимодействия системы «механизированный комплекс – крепь – породный массив» в призабойной зоне ствола. Принципиальная схема крепления показана на рис. 6.6. Крепь может применяться при реализации основных принципов как совмещенной, так и параллельной технологических схем. Эффективной областью ее применения также являются участки неоднородных пород и приствольных выработок.

Установка очередного яруса натяжной крепи производится перед началом новой заходки. Сталеминеральные анкерные стержни устанавливаются с заделкой не более $1/2$ от длины анкера. Далее ярус анкеров соединяется с выше установленным с помощью канатов и опорных плит с натяжными устройствами. Затем снимается давление домкратной системы комплекса с предыдущей заходки и анкерная система очередного яруса приобретает первоначальное натяжение. Домкратная система распирается на новой заходке и производится окончательное натяжение анкерной системы.

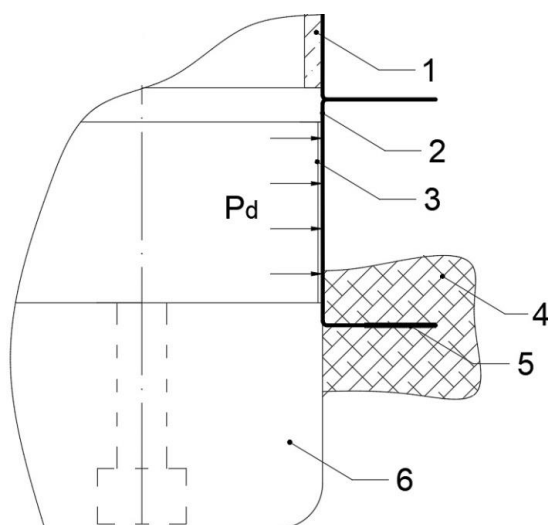


Рисунок 6.6 – Схема возведения натяжной крепи:

- 1 – основная крепь; 2 – натяжная крепь; 3 – щиты домкратно-опалубочной системы;
4 – породный массив; 5 – заделка анкера, 6 – забой ствола

По мере проходки и удаления забоя величина натяжения возрастает до расчетных значений и обеспечивает благоприятный режим работы основной крепи.

Итогом выполненных исследований стало их использование при вариантном проектировании схем вскрытия глубоких запасов Эльгинского угольного месторождения (Приложение №2).

6.5 Выводы по главе 6 диссертационной работы

1. Рассмотрены результаты реализации результатов диссертационного исследования при обосновании проектных решений главного и вспомогательного стволов шахты «Мао Кхе», Вьетнам. На основании анализа горно-геологических условий протяженность стволов разделена на три участка, для каждого из которых определены техническая скорость и продолжительность механизированной проходки.

2. Выполнено технико-экономическое сравнение механизированной и буровзрывной технологии проходки стволов. Установлено, что несмотря на более высокие капитальные вложения механизированная технология за счет эффектов от уменьшения трудоёмкости работ, оплаты труда проходчиков, экономии условно-постоянной части накладных расходов из-за меньшей продолжительности проходки стволов, от более раннего ввода горного предприятия в эксплуатацию, уменьшения потерь от «замораживания» в период строительства капитальных вложений является более эффективной.

3. Выполнен анализ взаимодействия системы «проходческий комплекс – крепь – породный массив» на 3-х характерных участках главного и вспомогательного шахтных стволов. Установлено, что применение механизированной технологии проходки с технически обоснованными скоростями позволяет обеспечить более благоприятный режим работы крепи по сравнению буровзрывной технологией проходки ствола по совмещенной схеме. Переход на параллельную технологическую схему оказывается эффективным только в относительно устойчивых породах (песчаниках), но требует дополнительных затрат на устройство временной крепи.

4. Выполнено численное моделирование стволов на участках приствольных выработок и неоднородных пород. На основании анализа результатов расчёта определены зоны опасного влияния приствольных выработок на крепь, в том числе с учетом воздействий, передаваемых механизированным комплексом. Полученные результаты подтвердили выводы главы 4 диссертации.

ционной работы.

5. Разработаны рекомендации по проектированию механизированной технологии проходки шахтных стволов. Получены выражения для определения кратковременных воздействий от механизированного комплекса, обоснованы технические решения по применению при механизированной проходке стволов монолитно-прессованной крепи и опережающих анкерных натяжных систем.

6. Отдельные результаты и рекомендации диссертационной работы использованы при вариантном проектировании схем вскрытия глубоких запасов Эльгинского угольного месторождения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой научно-квалификационную работу, в которой на основании выполненных автором исследований решена актуальная научная задача обоснования параметров технологических схем строительства шахтных стволов механизированными комплексами, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели проходки и оптимальный режим работы крепи, что имеет важное значение для развития строительной геотехнологии.

1. Предложена методика технико-экономического обоснования параметров скоростной проходки шахтных стволов с применением механизированных проходческих комплексов, основанная на принципах поточной организации строительства и метода критического пути.

2. Разработан алгоритм расчета скорости проходки стволов механизированными комплексами, а также определены критерии эффективности и рациональная область их применения в стволах различной глубины.

3. Получены зависимости изменения напряжений в крепи ствола, сооружаемого по совмещенной технологической схеме, от скорости разработки забоя и нагрузок, передаваемых механизированным проходческим комплексом на породы приконтурного массива.

4. Установлено, что при механическом разрушении пород с образованием конусной или уступной формы забоя ствола снижается вероятность вывалообразования за счет уменьшения концентраций напряжений в породах по контуру забоя.

5. Установлены закономерности взаимодействия временной и постоянной крепи с породным массивом при параллельной технологической схеме проходки, учитывающие влияние механизированного комплекса на процесс разгрузки горных пород в призабойной зоне ствола.

6. Установлено, что при проходке стволов механизированными комплексами по параллельной технологической схеме на участках разнопрочных пород во временной крепи могут возникать опасные концентрации напряже-

ний, что вызывает необходимость дальнейшего совершенствования технологических схем проходки, конструкций крепи и способов ее возведения.

7. Разработаны рекомендации по проектированию параметров технологических схем проходки вертикальных стволов механизированными комплексами и произведена оценка их технико-экономической эффективности. Полученные результаты использованы при вариантном проектировании схем вскрытия глубоких запасов Эльгинского угольного месторождения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Амусин, Б.З., Череменский В.Г. Статистический подход к определению момента появления разрушения в стенках незакрепленных выработок / Б.З. Амусин, В.Г. Череменский // Сб. тр. ВНИМИ, 1976. - № 99. – С.85-89.
2. Амусин, Б.З. Механические характеристики массива горных пород при аналитических расчетах проявлений горного давления в выработках / Б.З. Амусин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979 – № 6 – С.15-21.
3. Амусин, Б.З. Учет влияния торца при расчете нагрузок на крепь протяженных выработок и камер / Б.З. Амусин // Шахтное строительство. – 1979. – № 12. – С. 15-18.
4. Анциферов, С.В. Оценка напряженно-деформированного состояния многослойной крепи вертикального ствола с учетом отклонений форм поперечных сечений от проектных / С.В. Анциферов, А.С. Саммаль, П.В. Девев // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. Т.4. №2. 2017. С. 19-25.
5. Афанасьев, В.А. Организация и планирование строительного производства. Поточная организация работ: учеб. пособие / В.А. Афанасьев, А.В. Афанасьев // СПбГАСУ. СПб., 1999. – 62 с.
6. Баклашов, И.В. Механика подземных сооружений и конструкций крепей: учеб. для вузов / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1992. – 543 с.
7. Баклашов, И.В. Геомеханика: учеб. для вузов: В 2 т. – М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2004. - Т. 1. Основы геомеханики. – 208 с.
8. Баклашов, И.В. Геомеханика. Т. 2. Геомеханические процессы: учебник для вузов: В 2 т. / И.В. Баклашов [и др.]. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 249 с.
9. Белаенко, Ф.А. Расчет крепи стволов шахт на больших глубинах в условиях Донецкого бассейна / Ф.А. Белаенко // В кн.: "Разработка угольных

месторождений на больших глубинах". – М., Углетехиздат. – 1955. – С.118-137.

10. Бокий, Б.В. Расчет нагрузок на крепь вертикальных стволов при больших глубинах / Б.В. Бокий, Ю.С. Обручев, А.Г. Протосеня // "Шахтное строительство". – 1974. – № I – С. 2-6.

11. Боликов, В.Е. Прогноз и обеспечение устойчивости капитальных горных выработок / В.Е. Боликов, С.А. Константинова. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 374 с.

12. Боликов, В.Е. Напряженно-деформированное состояние бетонной крепи при строительстве вертикальных стволов / В.Е. Боликов, Т.Ф. Харисов, И.Л. Озорнин // Проблемы недропользования: сб. ст.- ОВ № 11 Горного информационно-аналитический бюл. - М.: Горная книга, 2011. - С. 77 - 86.

13. Булычев, Н.С. Проектирование и расчет крепи капитальных выработок / Н.С. Булычев, Н.Н. Фотиева, Е.В. Стрельцов. – М.: Недра, 1986. – 288 с.

14. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1982. – 270 с.

15. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений: учеб. для вузов/ Н.С. Булычев. – М.: Недра, 1994. – 382 с.

16. Булычев, Н.С. Крепь вертикальных стволов шахт / Н.С.Булычев, Х.И. Абрамсон. – М.: Недра, 1978. – 301 с.

17. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах/ Н.С. Булычев – М.: Недра, 1989. – 272 с.

18. Борисовец, В.А. Облегченные крепи для вертикальных стволов шахт / В.А. Борисовец, А.М. Козел, Е.Б. Ревзюк // Обзор ЦНИЭИуголь. – М., 1972. – 40 с.

19. ВСН 146-68 (Минтрансстрой СССР) Технические указания по возведению монолитно-прессованных бетонных обделок тоннелей при щитовой проходке.

20. Выбор математической модели грунта для геотехнических расчетов в PLAXIS: специальный курс. – С.-Пб.: НИИ-Информатика. – 56 с.

21. Горшков, Н.И. Разработка и внедрение геомеханического обеспечения проектирования транспортных сооружений на основе метода конечных элементов: дис. ... д-ра техн. наук: 05.23.11 / Горшков Николай Иванович. – Хабаровск – 2015. – 383 с.

22. Деменков, П.А. Методология прогнозирования напряженно-деформированного состояния конструкций станций метрополитена глубокого заложения с учетом этапов строительства: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.20 / Деменков Петр Алексеевич. Санкт-Петербург – 2015. – 304 с.

23. Деменков, П.А. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния обделок перегонных тоннелей в зоне их взаимного влияния / П.А. Деменков // Записки горного института. СПб. – 2007. – том 172. – С. 24-29.

24. Деменков, П.А., Очкуров В.И., Шубин А.А. Методология прогнозирования напряженно-деформированного состояния конструкций станций метрополитена глубокого заложения с учетом этапов строительства // Проблемы современной науки и образования. 2016. № 4 (46). С. 205-207.

25. Деменков, П.А., Шубин, А.А. Совершенствование конструкций, геомеханическое обоснование и разработка технологии строительства колонной станции закрытого типа метрополитена глубокого заложения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 1. С. 131-139.

26. Динник, А.Н. Статьи по горному делу / Динник А.Н. – М.: Углетехиздат. – 1957. – С. 944.

27. Долгий, И.Е. Совершенствование параллельных схем проходки вертикальных стволов / И.Е. Долгий // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – №7. – 2011. – С. 77-80.

28. Еременко, В.А. Современные технологии анкерного крепления / В.А. Еременко, Е.А. Разумов, Д.Ф. Зяятдинов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 12. – С. 38 - 45.
29. Ержанов, Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения/ Ж.С. Ержанов. – Алма-Ата: Наука, 1964. – 175 с.
30. Ержанов, Ж.С. Аналитические вопросы механики горных пород. Теория и эксперимент / Ж.С. Ержанов и др. – Алма-Ата: "Наука", 1969. – 141 с.
31. Ильясов, Б.Т. Исследование кинетики деформаций массива горных пород с использованием метода конечно-дискретных элементов: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.16 / Ильясов Булат Тагирович. – Екатеринбург – 2016. – 138 с.
32. Иголка, Д.А. Современные тенденции проектирования крепи вертикальных шахтных стволов // Горная механика и машиностроение. 2012. № 4. С. 34-39.
33. Исаев, А.С. Технология строительства вертикальных горных выработок: учебное пособие / А.С. Исаев, В.Ю. Бугаев, М.С. Плешко, А.Н. Панкратенко. – НИТУ МИСиС – Новочеркасск: Лик, 2018. – 331 с.
34. Исаев, А.С. Оценка влияния скорости проходки и параметров временной крепи на устойчивость вертикальных стволов, сооружаемых механизированными комплексами // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 10 (специальный выпуск № 16). 15 с.
35. Исаев, А.С. Анализ взаимодействия крепи и массива ствола при механизированной проходке с помощью пространственной конечно-элементной модели // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2021. № 10 (специальный выпуск № 17). 14 с.
36. Исаев А.С. Обоснование параметров технологических схем строительства шахтных стволов механизированными проходческими комплексами

// Инженерный вестник Дона. Электронный журнал. 2021. № 10.
ivdon.ru/ru/magazine/archive/n10y2021/7257.

37. Казикаев, Д.М. Диагностика и мониторинг напряженного состояния крепи вертикальных стволов / Д.М. Казикаев, С.В. Сергеев. – М.: Горная книга, 2011. – 244 с.

38. Картозия, Б.А. Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов – 2-е изд., перераб. и доп.: В 2 т. / Б.А. Картозия и [др.]. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – Т1 – 607 с.

39. Козел, А.М. Устойчивость пород в вертикальном стволе при усложнении горно-геологических условий рудников // А.М. Козел. - Изв. вузов. Горный журнал. – 1994. – С. 49 - 53.

40. Козел, А.М., Борисовец В.А., Репко А.А. Горное давление и способы поддержания вертикальных стволов/ А.М. Козел, В.А. Борисовец, А.А. Репко. – М.: Недра, 1976. – 293 с.

41. Козел, А.М. Исследование и управление горным давлением в вертикальных шахтных стволах / А.М. Козел // Исследование, прогноз и контроль проявления горного давления. – Л.: ЛГИ; 1982. – С. 116 - 117.

42. Козел, А.М. Расчет анкерной крепи в вертикальных шахтных стволах / А.М. Козел, О.Г. Быкова // Методы изучения и способы управления горным давлением в подземных выработках. – Л: 1987. – С. 48 – 51.

43. Козел, А.М. Эффективность анкерной крепи вертикальных шахтных стволов // А.М. Козел. - Шахтное строительство. – 1989. – № 11. – С. 19 - 20.

44. Козел, А.М. Геомеханические вопросы проектирования и поддержания шахтных стволов. Книга 2. Часть 1. Напряженно-деформированное состояние горных пород, прочность, проявление горного давления в стволах, в других выработках и в туннелях, эволюция гипотез / А. М. Козел. – СПб.: Недра, 2010 – 288 с.

45. Крупенников, Г.А. Взаимодействие массивов горных пород с крепью вертикальных выработок / Г.А. Крупенников [и др.] – М.: Недра, 1966. – 316 с.
46. Крупенников, Г.А. Горнотехнические принципы постановки аналитических задач механики горных пород // Г.А. Крупенников. - Проблемы механики горных пород. – Алма-Ата, Наука. – 1966. – С. 226 - 237.
47. Конвей, Р.В. Теория расписаний / В.Л. Максвелл, Л.В. Миллер // пер. с англ. В.А. Кокотушкина, Д.Г. Михалева; под ред. Г.П. Баширина. – М.: Наука, 1975. – 359 с.
48. Копытов, А.И. Новые технологические решения при углубке вертикальных стволов шахт / А.И. Копытов, В.В. Першин, М.Д. Войтов, А.А. Ветти, Д.А. Урютина // Современные тенденции и инновации в науке и производстве: материалы IV международной научно-практической конференции. – Кемерово, 2015. – С. 21 - 22.
49. Кулагин, Н., Лиманов, Ю. Влияние горного давления на временное крепление забоя в протерозойской глине / Н. Кулагин, Ю. Лиманов // Метрострой. – 1974. – №4. – С.17-18.
50. Купенко, И.В. Исследование параметров напряженно-деформированного состояния системы «крепь вертикального ствола – породный массив» с учетом реологических свойств материала крепи и горных пород / И.В. Купенко // Вестник Института гражданской защиты Донбасса. – № 1(9). – 2017. – С. 52 - 57.
51. Левит, В.В. Решение по применению анкерной стяжной крепи, обеспечивающей самозапирание приконтурных пород // В.В. Левит, В.Б. Усаченко. - Геотехническая механика. – 1997. – № 2. – С. 34 - 42.
52. Левит, В.В. Влияние свойств пород и типа крепи на взаимодействие системы «крепь – массив» в вертикальных стволах // Геотехническая механика, 1997. – № 3. – С. 32 - 39.

53. Либерман, Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок / Ю.М. Либерман. – М.: "Недра", 1969. – 113 с.

54. Лысыков, Б.А. Форма забоя выработки – как способ предотвращения выбросов породы и газа в стволах / Б.А. Лысыков, С.Л. Кравченко // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. науч. тр. – Донецк: ООО «НОРД Компьютер», 2002. – 60 с.

55. Месхи Б.Ч., Минина Т.М., Долгова А.В. Повышение эффективности и безопасности подземного строительства на основе управления техническими, организационными и социально-экономическими факторами // Инженерный вестник Дона. 2018. № 2 (49). С. 138.

56. Меренкова, Н.В. Обоснование технологии возведения бетонной крепи вертикальных стволов с отставанием от забоя большими заходками: дис. ... канд. техн. наук. – Новочеркасск, 2011. – 180 с.

57. Озорнин, И.Л. Формирование напряжений в крепи при строительстве вертикальных стволов в тектонически напряженном горном массиве / И.Л. Озорнин, Т.Ф. Харисов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2013. – №6. – С. 60 - 67.

58. Оловянный, А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений / А.Г. Оловянный. – СПб.: ООО «Издательско-полиграфическая компания «КОСТА», 2012. – 280 с.

59. Онищенко, Ю.А. Расчет горного давления в вертикальных стволах шахт / Ю.А. Онищенко // Уголь Украины. – 1958. – С. 12-15.

60. Певзнер, М.Е. Геомеханика, / М.Е. Певзнер, М.А. Иофис, В.Н. Попов. – 2-е изд. - М.: МГГУ, 2008. – 205 с.

61. Петербургская школа поточной организации строительства: I Всероссийская научно-практическая конференция, посвященная 95-летию со дня рождения профессора Виктора Алексеевича Афанасьева. 19–20 февраля 2018 года / под общ. редакцией Е. Б. Смирнова; СПбГАСУ. – СПб., 2018. – 106 с.

62. Плешко, М.С. Обоснование эффективной технологии крепления глубоких вертикальных стволов в сложных горно-геологических условиях:

дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22 / Плешко Михаил Степанович. – Новочеркасск, 2010. – 323 с.

63. Плешко М.С., Плешко М.В., Войнов И.В., Костюхов А.В. Анализ напряженно-деформированного состояния обделки двухпутного тоннеля на различных стадиях размораживания грунтового массива // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. №10. С. 160 - 171.

64. Плешко, М.С., Страданченко, С.Г., Армейсков, В.Н. Исследование напряженно-деформированного состояния твердеющей монолитной бетонной крепи в призабойной зоне ствола // Изв. вузов. Сев.-кавк. регион. Техн. науки. Спецвыпуск. Перспективы развития Восточного Донбасса. – 2006. – С. – 83 - 90.

65. Плешко, М.С., Крошев Д.В. Влияние свойств твердеющего бетона на взаимодействие системы «крепь – массив» в призабойной зоне ствола // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №9. – С. 320 - 325.

66. Плешко М.С., Сильченко Ю.А., Панкратенко А.Н., Насонов А.А. Совершенствование расчетно-экспериментальных методов проектирования шахтных стволов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2019. № 12. С. 55-66.

67. Плешко, М.С. Некоторые вопросы повышения эффективности проектирования, строительства и реконструкции вертикальных стволов / М.С. Плешко [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). –2017. –№ 8. – С. 179-186.

68. Поляков, Д.В. Совершенствование конструкций сборных гибких тоннельных обделок с податливыми элементами: дис. ... канд. техн. наук: 05.23.11 / Поляков Дмитрий Владимирович. – Москва – 2017. – 165 с.

69. Пособие по расчетам. Midas GTS NX. 2016. – 306 с.

70. Протосеня, А.Г. Расчет нагрузок на крепь глубоких стволов, сооружаемых в сложных горно-геологических условиях // А.Г. Протосеня, А.М.

Козел, В.А. Борисовец. – Шахтное и подземное строительство. – 1984. – №6. – С. 13-15.

71. Протосеня, А.Г. Расчет средних нагрузок на многослойную крепь вертикальных стволов, сооружаемых в сложных горно-геологических условиях способом замораживания // Крепление и охрана горных выработок. – Новосибирск: 1983. – С. 12-19.

72. Пшеничный, Ю.А. Технология сооружения горных выработок в сложных горно-геологических условиях (специальные способы строительства): учебн. пособие / Ю.А. Пшеничный, В.В. Левит. – Донецк. – 1997. – 200 с.

73. Работнов, Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций / Ю.Н. Работнов – М.: Наука, 1966. – 752 с.

74. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат. – 1983. – 272 с.

75. Руппенейт, К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1956. – 384 с.

76. Савин, Г.Н. Концентрация напряжений около отверстий / Г.Н. Савин. – М.- Л. – изд. ГИТТЛ, 1951. – 494 с.

77. Савин, Г.Н. Распределение напряжений около отверстий / Г.Н. Савин. – Киев.: Наукова думка, 1968. – 887 с.

78. Савин, И.И. Диагностика крепи эксплуатируемых и законсервированных вертикальных шахтных стволов // И.И. Савин, В.А. Свиридкин, С.Б. Лукашин. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2012. – № 1. – С. 177 - 181.

79. Савин, И.И. Совместная обработка результатов измерения нормальных тангенциальных напряжений на внутреннем и внешнем контурах крепи / И.И. Савин, В.А. Свиридкин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2012. – № 1. – С. 181 - 187.

80. Сагдеева, Ю.А. Введение в метод конечных элементов: методическое пособие / Ю.А. Сагдеева и [др.]. – Ижевск: Изд-во «Удмуртский ун-т», 2011. – 44 с.

81. Саммаль, А.С. Математическое и компьютерное моделирование напряженного состояния бетонной крепи ствола при действии внутренней локальной нагрузки, обусловленной жесткой армировкой / А.С. Саммаль, О.А. Тормышева, Н.А. Капунова // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2013. – №1. – С.152 - 157.

82. СП 91.13330.2012. Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80. – М.: ФАУ «ФЦС», 2012. – 58 с.

83. СП 63.13330.2012. Бетонные и железобетонные конструкции. Основные положения. Актуализированная редакция СНиП 52-01-2003. – М.: ФАУ «ФЦС», 2012. – 161 с.

84. Сильченко Ю.А., Плешко М.С. О проблеме учета технологии работ при определении параметров крепи вертикальных стволов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2020. № 11. С. 96-107.

85. Сыркин, П.С. Шахтное и подземное строительство. Проектирование и строительство горных предприятий / П.С. Сыркин, И.А. Мартыненко, В.М. Удовиченко. – Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2002. – 522 с.

86. Тарасов, В.В. Методические положения оценки технического состояния вертикальных шахтных стволов после длительной консервации / В.В. Тарасов, И.А. Афанасьев, В.С. Пестрикова // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – № 3. – 2015. – С. 77 – 86.

87. Фадеев, А.Б. Параметры модели упрочняющегося грунта программы «PLAXIS» / А.Б. Фадеев. – СПб.: Изд-во СПбГАСУ, 2012. – С. 13-20.

88. Фомичев, Д.А. Технологии механизированного строительства главных вертикальных стволов на примере современных стволопроходческих агрегатов / Д.А. Фомичев // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2014. №1. – С. 172 - 179.

89. Фотиева, Н.Н. Расчет крепи горных выработок, сооружаемых с применением инъекционного упрочнения пород // Н.Н. Фотиева, А.С. Саммаль. - Известия вузов. Горный журнал. – №10. – С. 32 - 37.

90. Фотиева, Н.Н. Определение области применения набрызгбетонной крепи стволов в сочетании с анкерами // Н.Н.Фотиева, [и др.] - Шахтное и подземное строительство. – 1988. – №3. – С. 9 - 11.

91. Харисов, Т.Ф. Обеспечение устойчивости крепи в процессе строительства вертикальных стволов // Т.Ф. Харисов, В.А. Антонов. - Проблемы недропользования. – 2014. – № 1. – С. 65 - 69.

92. Харисов, Т. Ф. Исследование деформации горных пород в процессе проходки вертикального ствола / Т. Ф. Харисов, В. А. Антонов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - № 3. - С. 146 - 150.

93. Цимбаревич, П.М. О величине горного давления в вертикальной выработке / П.М. Цимбаревич // "Горный журнал". – № 9. – 1933. – С.35-41.

94. Шашенко, О.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Підручник для ВУЗів. К.: Новий друк, 2004. – 400 с.

95. Ягодкин, Ф.И. Основные направления сокращения продолжительности строительства вертикальных стволов // Ф.И. Ягодкин, И.Г. Косков, А.Н. Лапко. - Технология, техника и организация проведения капитальных горных выработок. Харьков: ВНИИМШС. – 1989. С. 13-21.

96. Ягодкин, Ф.И. Передовой опыт проходки вертикальных стволов на отечественных и зарубежных шахтах / ЦНИЭИуголь. – М., 1992. – 124 С.

97. Ягодкин, Ф.И. Научно-методические основы проектирования ресурсосберегающих технологий строительства глубоких вентиляционных стволов: дис. ... д-ра техн. наук. –М., 1990. – 160 с.

98. Bock, S., 2014. Numerical modelling of a void behind shaft lining using FDM with a concrete spalling algorithm. Journal of Sustainable Mining. 13(2), 14–21.

99. Cai, H., Cheng, H., Rong, C., Song, H., Li, M., 2015. Rock stability analysis and supporting structure optimization of deep shaft ingate under complex

conditions. 2015. Caikuangyu Anquan Gongcheng Xuebao. Journal of Mining and Safety Engineering. 32(2), 298–304.

100. Jing, L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2003. – no 40. – pp. 283 - 353.

101. Zhang, X., Han Y., Liu S., Su C. Deformation prediction analysis model for the mine shaft-wall. Liaoning Gongcheng Jishu Daxue Xuebao (Ziran Kexue Ban) // Journal of Liaoning Technical University (Natural Science Edition), 2014. – no 33 (8). – pp. 1070 - 1073.

102. Fabich, S., Bauer, J., Rajczakowska, M., Switon, S., 2015. Design of the shaft lining and shaft stations for deep polymetallic ore deposits: Victoria mine case study. Mining Science. 22, 127 - 146.

103. Franz, J., Kisse, A., Hentrich, N. An investigation of shaft wall stability in low-strength rock mass conditions at the Ust-Jaiwa Freeze Shaft Project (2015) ISRM Regional Symposium, EUROCK 2015, pp. 1053-1058.

104. Haiqing, S., Zhishu, Y., Haibing, C. State-of-the-art in blind shaft drilling for shaft sinking in the coal-mining industry in China (2015) Vertical and Decline Shaft Sinking - Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 45-63.

105. He, M.; Li, C.; Gong, W.; Sousa, L.R.; Li S. (2017). Dynamic tests for a constant-resistance-large-deformation bolt using a modified SHTB system. J. of Tunneling and Underground Space Technology, 64, 103-116.

106. Heng-chang, L., Guo-qing, Z., Bo, L., et al., 2009. In-site monitoring and analysis of shaft lining's additional strain in failure and formation grouting. Procedia Earth and Planetary Science. 1, 503–511.

107. Jiang, H. Introduction of vertical mine shaft sinking by full section boring method in China (2012) Advanced Materials Research, 446-449, pp. 3706-3709.

108. Judeel, Du, Keyter, G.T., Harte, G.J.. Shaft sinking and lining design for a deep potash shaft in squeezing ground (2012) Harmonising Rock Engineering

and the Environment - Proceedings of the 12th ISRM International Congress on Rock Mechanics, pp. 1697-1704.

109. Pankratenko, A., Isaev, A. The Analysis of the Stress-Strain State of the System "equipment Complex - Support - Rock Mass" in the Bottomhole Area of the Shaft (2018) E3S Web of Conferences, 41, No 01038.

110. Pankratenko, A., Isaev, A. The Analysis of the Stress-Strain State of the System equipment Complex - Support - Rock Mass in the Bottomhole Area of the Shaft. E3S Web of Conferences [this link is disabled](#), 2018, 41, 01038.

111. Rai, A.R., Howell, R.S., Weatherwax, T., Sandbak, L., Kallu, R. A case study for Northern Nevada single excavation! Shaft- Technical Limit: Width and depth? (2015) 49th US Rock Mechanics / Geomechanics Symposium 2015, 4, pp. 2440-2448.

112. Shashenko, O. Geomechanics.: History, modern state and prospects of development / O. Shashenko, T. Majcherczyk. – New Technological Solutions in Underground Mining International Mining Forum, 2006. – pp. 35 - 37.

113. Shuxue, D., Hongwen, J., Kunfu, C., Guo'an, X. Bo, M., 2017. Stress evolution and support mechanism of a bolt anchored in a rock mass with a weak interlayer. International Journal of Mining Science and Technology. 27, 573–580.

114. Visser, D. Shaft sinking methods based on the townland's ore replacement project – raiseboring. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy Shaft Sinking and Mining Contractors Conference 2009.

115. Walton, G., Kim, E., Sinha, S., Sturgis, G., Berberick, D. Rock mechanics challenges for the excavation of a deep shaft in anisotropic ground (2018) 52nd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, 2-s2.0-85053456394.

116. Wichur, A., Frydrych, K., Kamiński, P. Static calculations of mine shaft linings in Poland (Selected problems) (2015) Vertical and Decline Shaft Sinking - Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 105-114.

117. Wowra, D., Sanocki, T., Wojtaczka, M. Sinking of 1 bzie shaft in difficult hydrogeological conditions with the application of combined lining and

high-performance concretes (2015) Vertical and Decline Shaft Sinking - Proceedings of the International Mining Forum 2015, pp. 167-176.

118. Yu, Q., Yin, K., Ma, J., Shimada, H. Vertical Shaft Support Improvement Studies by Strata Grouting at Aquifer Zone. (2018) Advances in Civil Engineering, 2018, no 5365987.

119. Zhang, C., Yang, W., Qi, J., Li, H., Zhang, T. Construction technology and monitoring analysis of a new single-layer shaft lining in deep aqueous bedrock during freezing sinking (2012) Yanshilixue Yu Gongcheng Xuebao/Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 31 (2), pp. 337-346.

120. Zhao, G., Zhou, G., Wang, J., 2015. Application of R/S method for dynamic analysis of additional strain and fracture warning in shaft lining. Journal of Sensors, 376498.

121. Zhao, G.S., Zhou, G.Q., Zhong, G.R. Zhu, F.P., Liang, H.C., 2009. Analysis of stratum grouting influence on shaft lining stress with the methods of simulation and in site measurements. Procedia Earth and Planetary Science. 1, 497-502.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Пройдённые, строящиеся и перспективные вертикальные стволы в России и странах СНГ (1995 – 2021 гг.)

Таблица П1.1 – Характеристика вертикальных стволов в угольной отрасли

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
1	Шахта «Обуховская №1», Ростовская обл., РФ	монолитный бетон		
	главный ствол		7,0	904
	вспомогательный ствол		7,0	922,2
	вентиляционный ствол		6,0	919
2	Шахта им. А.Ф. Засядько, Украина	монолитный бетон		
	воздухоподающий ствол №2		7,0	1265
	вентиляционный ствол №2		6,5	1080
	вентиляционный ствол №3		7,0	1230
3	Шахта «Коммунист», Украина, клетевой ствол №2	монолитный бетон	6,5	490
4	Шахта «Белозерская», Украина, главный ствол №4	монолитный бетон	7,0	569
5	Шахта «Бутовка-Донецкая», скиповой ствол	монолитный бетон	7,0	1240
6	Шахта «Красноармейская-Западная №1», Украина	монолитный бетон,	8,0	890
	воздухоподающий ствол №2			

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
	скиповой ствол №2	железобетон	7,0	857
7	ГП «Угольная компания «Краснолиманская», Украина воздухоподающий ствол №1	монолитный бетон	8,0	1144
8	Шахта «Южнодонбасская №3», Украина воздухоподающий ствол №2	монолитный бетон	7,0	999
9	Шахта «Прогресс» ГП «Торезантрацит», Украина клетевой ствол №2	монолитный бетон	7,5	1352
10	Шахта «Краснолиманская», Украина воздухоподающий ствол №2	монолитный бетон	8,0	1142
11	Шахта «им. Бажанова», Украина, воздухоподающий ствол №7 (консервация на отм. 32 м)	монолитный бетон	8,0	1395
12	КОКС-МАЙНИНГ, ООО «Шахта «Бутовская», Кемеровская обл., РФ, вентиляционный ствол	монолитный бетон	8,0	550
13	ОАО «Мечел-Майнинг», шахта «Сибиргинская», Кемеровская обл., РФ, клетевой ствол	монолитный бетон	8,5	467

Таблица П1.2 – Характеристика вертикальных стволов в горно-химической отрасли

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
1	АО «МХК «ЕвроХим»	тюбинги		
	ООО «ЕвроХим-ВолгаКалий» рудник Гремячинского месторождения калийных солей, Волгоградская обл., РФ		7,0	1147
	скиповой ствол		7,0	1147
	скиповой ствол		7,0	1115
	клетевой ствол			
	Усольский калийный комбинат, Пермский Край, РФ		7,0	548,7
	скиповой ствол		8,0	474,5
	клетевой ствол			
	Палашерский ГОК, Пермский Край, РФ		8,0	400
	скиповой ствол		8,0	400
	клетевой ствол			
2	ПАО «Уралкалий», Рудник Усть-Яйвинский № 5, Пермский Край, РФ	тюбинги		
	скиповой ствол		8,0	522
	клетевой ствол		8,0	424
3	ООО «К-Поташ Сервис», Нивенское месторождение калийно-магниевых солей, Калининградская обл. (перспективный проект)			

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
	скиповой ствол клетевой ствол	тубинги		≈1150 ≈1150
4	«Славкалий», Нежинский ГОК, Беларусь скиповой ствол клетевой ствол	тубинги		≈ 800 ≈ 800
5	ОАО «Беларуськалий», Петриковский ГОК, Белоруссия скиповой ствол клетевой ствол	монолитный бетон, тубинги	8,0 8,0	808 725
6	Государственный Концерн «Туркменхимия», Гарлыкский ГОК (Турк- мения) скиповой ствол клетевой ствол	монолитный бетон, железобетон	6,5 6,5	364,9 308,84

Таблица П1.3 – Характеристика вертикальных стволов в горнорудной отрасли

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
1	АК «Алроса», Республика Саха (Якутия), РФ			
	Рудник «Удачный»			
	вентиляционно-вспомогательный ствол	монолитный бетон, тубинги		
	скиповой ствол	монолитный бетон, тубинги	8,0	1090
2	Рудник «МИР», скиповой ствол	монолитный бетон, тубинги	9,0	1070
	Рудник «Айхал», клетевой ствол	монолитный бетон	7,0	610,7
	ОАО ГМК «Норильский никель», Красноярский край, РФ			
	Рудник «Комсомольский», шахта «Скалистая»			
2	вентиляционный ВС-10		9,0	2054
	скипо-клетевой СКС-1	монолитный бетон	9,0	2054
	скиповой ВВС-1		6,5	1325,95
	клетевой ВЗС-1		8,0	1350,7
	Рудник «Таймырский», вентиляционный ВС-7		6,5	1860

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
3	УГМК, Оренбургская область, РФ			
	ПАО "Гайский горно-обогатительный комбинат" Шахта «Северная Вентиляционная №2», вентиляционный ствол	монолитный бетон; тюбинги	7,5	1285,5
	Шахта «Новая», вертикальный ствол (углубка)	монолитный бетон	7,5	1418,7
	Шахта «Клетевая», вентиляционный ствол (углубка)	монолитный бетон	5,5	1423
	Шахта «Скиповая», вертикальный ствол (углубка)	монолитный бетон	-	1390
	Шахта «Эксплуатационная», вертикальный ствол (углубка)	монолитный бетон	-	1070
	Рудник АО «Сафьяновская медь», вентиляционный ствол	монолитный бетон	4,5	490
	АО «Бурибаевский ГОК», ствол «Южный»	монолитный бетон	6,0	492
4	Рудник «Узельгинский», АО «Учалинский ГОК» скиповой ствол (реконструкция)	монолитный бетон	6,0	670
	Донской ГОК, Казахстан			
	ствол «Скиповой»	монолитный бетон,	8,0	1487
	ствол «Вентиляционный»	железобетон, тюбинги	8,0	1213,6
	ствол «Воздухоподающий»		8,0	1507
5	ствол «Слепой»		6,5	363
	ОАО Руссдрагмет, рудник «Дарасунский», Забайкальский край, РФ			
	ствол «Северо-восточный»	монолитный бетон	6,0	1025

№ п/п	Название ствола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр в свету, м	Глубина, м
6	ООО «Башкирская медь», рудник «Юбилейный», Республика Башкортостан, РФ ствол «Южный Вентиляционный» ствол «Северный Вентиляционный» ствол «Клетевой»	монолитный бетон, тубинги	7,0 8,0 8,0	592,35 1160 1099
7	Новоийский ГМК, рудник "Гужумсай", Узбекистан ствол «Вспомогательный № 6-Г»	монолитный бетон, железобетон	6,0	592
8	ОАО «Комбинат КМАруда», шахта «им. Губкина», Белгородская обл., скиповой ствол	монолитный бетон, тубинги	8,0	516,5
9	ОАО «Стойленский ГОК», Белгородская обл. вентиляционный ствол	монолитный бетон, тубинги	10,0	≈ 200
10	ООО «Учалинский ГОК» Скипо-клетевой Вентиляционный	монолитный бетон, тубинги монолитный бетон, тубинги	7,0 8,0	≈ 1500 ≈ 1500
11	ООО «Башкирская медь» Скипо-клетевой Вентиляционный	монолитный бетон, тубинги монолитный бетон, тубинги	7,0 8,0	≈ 1100 ≈ 1100



Д.Ю. Зайцев

2021г.

АКТ

об использовании результатов диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук Исаева Александра Сергеевича на тему «Обоснование параметров технологических схем строительства шахтных стволов механизированными проходческими комплексами» по специальности 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»

Комиссия в составе:

Председатель – заместитель генерального директора-куратор проекта – Лисковец А.С.

Члены комиссии:

Главный инженер проекта – Горбатов Е.И.;

Начальник отдела подземных горных работ – Храмцов С.В.;

Начальник отдела экономической оценки – Сиворонова Н.Н.,

составили настоящий Акт о том, что результаты диссертации Исаева Александра Сергеевича на тему «Обоснование параметров технологических схем строительства шахтных стволов механизированными проходческими комплексами», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)» использованы при вариантном проектировании схем вскрытия глубоких запасов Эльгинского угольного комплекса (далее ЭУК).

Основные положения диссертации Исаева А.С. использованы при проведении оценки продолжительности строительства вертикальных стволов, определении параметров технологических схем проходки выработок, а также при выборе конструкций постоянной и временной крепи стволов в различных горно-геологических условиях.


С учетом рекомендаций, приведенных в диссертационной работе Исаева А.С., установлено, что для проходки стволов глубиной свыше 500 м целесообразно применять механизированные стволопроходческие комплексы. Это позволяет уменьшить продолжительность строительства стволов в условиях ЭУК на 17% и обеспечить ожидаемый экономический эффект в размере 126 млн. руб.


Подписи:

Председатель комиссии

Члены комиссии:

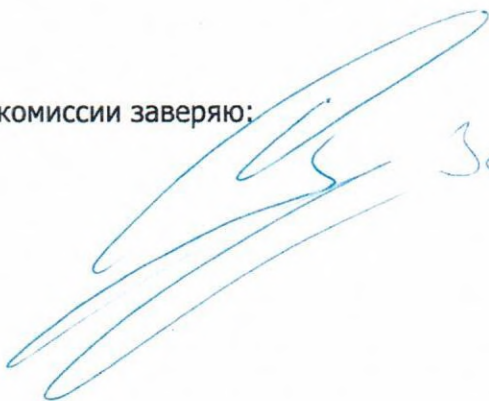

Лисковец А.С.


Горбатов Е.И.


Храмцов С.В.


Сиворонова Н.Н.

Подписи председателя и членов комиссии заверяю:

 Зависел Д.Ю.